

PROCESOS SIDERURGICOS

Elodino Meléndez



UAM-AZCAPOTZALCO
Colección Libro de Texto 1992

Rogelio Cruzvillegas
Tecnología prima para T.V.

Darío Guaycochea
Flujo en tubos a presión

Rafael López Rangel
**Problemas metropolitanos
y desarrollo nacional**

Elodino Meléndez
Procesos siderúrgicos

Juan Ramón Prado
**La planeación y el control
de la producción**

Clementina Ramírez
**Tratamiento de aguas
residuales industriales**

Carlos Reynoso Castillo
**Los regímenes laborales
especiales**

Luis Soto Walls
El diseño de lo privado

Mabel Vaca
Raymundo López
Mecánica de fluidos

PROCESOS SIDERÚRGICOS

COLECCIÓN
LIBRO DE TEXTO
1992

218290

CB 2894318

Elodino Meléndez

Procesos Siderúrgicos

2894318



AZCAPOTZALCO
CENTRO BIBLIOTECARIO

242164



UNIVERSIDAD AUTÓNOMA METROPOLITANA
UNIDAD AZCAPOTZALCO

Rector General
Dr. Gustavo A. Chapela Castañares

Secretario General
Dr. Enrique Fernández Fassnacht

Rectora de la Unidad Azcapotzalco
Dra. Sylvia Ortega Salazar

Secretario de la Unidad
Ing. Enrique Tenorio Guillén

Coordinador de Extensión Universitario
José Lever

Jefa de la Sección Editorial
Mtra. Silvia Pappe

Portada
Luisa Martínez

Cuidado de la edición
Ma. Eugenia Varela C.

Dibujos
Salvador Guadarrama

ISBN: 970-620-134-3

Primera edición: invierno de 1992

© 1992 Universidad Autónoma Metropolitana
Unidad Azcapotzalco
Av. San Pablo Núm. 180
México, D. F. 02200

Impreso en México
Printed in Mexico

INDICE

Introducción	7
1. Conceptos básicos en la obtención moderna del arrabio de primera fusión	9
a) Preparación, procesamiento y acondicionamiento de los minerales de hierro para el Alto Horno	9
b) Características de la materia prima auxiliar utilizada que acompaña al mineral de hierro previamente acondicionado y su preparación para el Alto Horno ...	24
2. Principios teóricos sobre los procesos realizados en el Alto Horno	35
a) Principios básicos sobre la teoría de la reducción	35
b) Cambios físico-químicos en la carga del Alto Horno	40
b.1) Secado de la carga	40
b.2) Descomposición de los hidratos	40
b.3) Descomposición de los carbonatos	41
b.4) Reducción del hierro de sus óxidos	44
b.5) Reducción con monóxido de carbono	46
b.6) Reducción de los óxidos de hierro con carbón contenido en el coque	50
b.7) Reducción de los óxidos de hierro con el hidrógeno	51
b.8) La cinética de la reducción de los óxidos de hierro por los gases	52
b.9) Reducción del silicio, manganeso y fósforo	55
3. Formación del arrabio y de la escoria	61
a) Carburización del hierro	61
b) Transición de otros elementos al hierro	62
c) Formación de la escoria primaria	65
d) Formación de la escoria final	66
e) Diagrama de constitución del sistema $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$	67
f) Viscosidad de las escorias	67
g) Fundamentos de la teoría molecular y iónica de las escorias fundidas	69
h) Influencia de las cantidades y propiedades de la escoria en la marcha del Alto Horno ...	70
4. Desulfuración del arrabio	73
a) Desulfurado del arrabio en el Alto Horno	73
b) Desulfurado del arrabio fuera del Alto Horno	76
5. Combustión del coque y formación del gas del Alto Horno	77
a) Mecanismo y cinética de la combustión del coque en el crisol	77
b) Influencia del tamaño de la zona de oxidación	82
c) Gas del tragante y cambios en su composición química	83
d) Evaporación de algunos elementos en el crisol y formación de compuestos de cianuro ...	85

6. Movimiento del gas y de la carga en el Alto Horno	87
a) Conceptos sobre la circulación de los gases por la carga y sus aplicaciones en el Alto Horno.....	87
b) Irregularidad en la circulación de los gases en el Alto Horno	89
c) Métodos de control de los gases circulantes por descarga de la materia prima	93
7. Principales parámetros del Alto Horno	99
a) Coeficiente de aprovechamiento del volumen útil del Alto Horno	99
b) Factor de intensidad	99
c) Coeficiente de intensidad de combustión del coque.....	100
d) Tiempo de fusonado	101
e) Tiempo de paso del gas por el Alto Horno.....	102
f) Cantidad de aire inyectado	103
8. Cálculo de cargas y balance térmico.....	105
9. Procesos de reducción directa	117
a) Procesos que utilizan agentes reductores sólidos.....	119
b) Procesos que utilizan agentes reductores gaseosos.....	124
Bibliografía	139

Introducción

El hierro es en la actualidad uno de los elementos metálicos de mayor existencia en la naturaleza. En estado de alta pureza su aplicación es muy limitada a pesar de poseer buena conductividad térmica y eléctrica.

El hierro puro es muy suave y conformable y se parece con estas propiedades al cobre, pero con muy pocas adiciones de otros elementos sus propiedades mecánicas cambian radicalmente; por ejemplo, la presencia de carbono y ciertas cantidades de silicio, manganeso, fósforo y azufre, estos dos últimos generalmente como elementos indeseables le dan la característica propia de lo que industrialmente se denomina Arrabio de la fusión o Hierro cochino (Pig Irón).

Para poder llegar a los modernos Altos Hornos conocidos actualmente para la obtención de este "hierro cochino" fue necesario el cambio paulatino del diseño y forma del horno y por supuesto de las diversas técnicas empleadas por el hombre a través de los siglos.

La producción de hierro en lo que denominamos Alto Horno se remonta a unos 600 años; sin embargo el primer trabajo realizado sobre la teoría del proceso en sí, se remonta apenas a principios del siglo pasado. Este retraso fue originado por la gran influencia de la alquimia que no ofrecía una explicación teórica, clara y precisa sobre los diferentes cambios físico-químicos acaecidos durante el proceso, hasta los descubrimientos de Lavoisier y Lomonosov (Ley sobre la conservación de la materia).

A pesar del gran desarrollo dado a la investigación de los procesos; en estos todavía existen ciertas lagunas que aclarar ya que los fenómenos ocurren simultáneamente y en el laboratorio se obtiene una imagen no muy exacta de lo que ocurre porque sólo se analizan estos fenómenos aislados sin tener relación con otros como sucede en el Alto Horno. Sin embargo lo hasta ahora conocido y explicado nos permite vislumbrar una muy buena idea generalizada de lo que sucede durante los procesos de reducción indirecta.

Podríamos, dentro de esta introducción, nombrar los principales productos que se obtienen en un Alto Horno:

Arrabio, escoria y gas del Alto Horno.

El arrabio es una aleación de hierro con carbono y algunos otros elementos.

El contenido de carbono en esta aleación fluctúa de 3.2 a 4% aproximadamente.

El carbono se puede manifestar en el arrabio en diversas modificaciones; estas son:

Carbono combinado químicamente con el hierro formando un compuesto denominado carburo de hierro (Fe_3C) y carbono mezclado mecánicamente con el hierro en forma de grafito.

Es necesario tomar en consideración que el término aleación se diferencia notablemente del término compuesto químico. Con la formación de un compuesto químico nace una sustancia con nuevas propiedades e isotrópica. Los elementos de los cuales se compone la sustancia ya no se encuentran en estado libre. Además el compuesto formado contiene estos elementos en una relación de peso igual y exacto.

En una aleación los elementos no se encuentran ligados químicamente. La aleación nace por fusión de dos o más metales, eventualmente no metales durante la cual estos elementos

continuamente se mezclan entre sí. Al solidificarse permanecen parcial o completamente mezclados, o simplemente no se mezclan.

En el caso de una mezcla total en estado sólido los elementos se encuentran disueltos entre sí formando una solución sólida. Los elementos que no se mezclan en estado sólido no forman este tipo de solución considerándose a su estructura como anisotrópica.

La escoria obtenida del Alto Horno contiene generalmente tres óxidos: SiO_2 (30-40%), Al_2O_3 (7-20%), y CaO (30-50%). Con estos óxidos fundamentalmente encontramos pequeñas cantidades de MnO (2-5%), FeO (0.5-1%) y CaS (2-4%).

La cantidad de escoria en proporción con el arrabio se encuentra dentro de 0.5 a 1% de acuerdo con la ley del mineral de hierro y del contenido de azufre en el coque.

En lo que respecta al gas del Alto Horno; al quemarse el coque usado como combustible, se forma cerca de los quemadores un gas que se compone de 35% de CO y 65% de nitrógeno. En la región de altas temperaturas (por arriba de $1\,000^\circ\text{C}$) se arregla el CO de la reducción directa.

Como el nitrógeno es un gas inerte, no produce ningún cambio en su viaje hacia la parte superior del horno. El CO es un agente altamente reductor de los óxidos de hierro en este caso, transformándose en mayor o menor proporción en CO_2 .

Además de este CO_2 , resultado de una reducción, se forman aún en el Alto Horno pequeñas cantidades de CO_2 por la descomposición del CaCO_3 .

El hidrógeno que se forma por la descomposición del vapor de agua contenido en el aire de combustión, así como de la carga, es un reductor bastante activo y participa también en el proceso de reducción. Sin embargo, el carbono o CO descomponen nuevamente el vapor de agua que se forma de la reducción de tal forma que casi todo el hidrógeno escapa en estado libre (algo de él se transforma en CH_4) del horno.

De lo anterior podemos deducir esta composición aproximada:

8-16% de CO_2 ; 25-30% de CO (la suma de la cantidad de CO_2 y CO es casi constante y se encuentran entre 38-41%); 2-3% de hidrógeno; 0.4% de CH_4 ; 58% de nitrógeno.

1. Conceptos básicos en la obtención moderna del arrabio de primera fusión

a) Preparación, procesamiento y acondicionamiento de los minerales de hierro para el Alto Horno

Preparación

Existe una amplia variedad de minerales que contienen hierro, pero sólo unos cuantos son económicamente utilizables.

Desde este punto de vista el mineral puede ser explotado si reúne las siguientes condiciones:

Ley del mineral

Los compuestos del hierro en el mineral (óxidos, carbonatos, silicatos) se encuentran acompañados de sustancias que en conjunto se denominan ganga, la cual se requiere fundir en el Alto Horno y eliminarla con adiciones de caliza u otras sustancias formadoras de la escoria que flota por encima del baño y puede ser eliminada.

El mineral con la más alta ley encontrado hasta ahora contiene alrededor de 65% de Fe; sin embargo no es tan común encontrar un porcentaje tal alto por lo que se requiere en ocasiones efectuar un proceso previo de concentración que permita su explotación.

La composición química del mineral es importante sobre todo desde el punto de vista de la ganga; se desea que contenga la menor cantidad de SiO_2 y Al_2O_3 ya que estos compuestos son eliminados mediante la adición de caliza a la carga del horno. A mayor cantidad de SiO_2 mayor cantidad de CaCO_3 ; con esto se requerirá mayor cantidad de materia prima que será necesario fundir elevándose consecuentemente el consumo de combustible.

Los minerales que contienen como ganga preponderantemente SiO_2 se dice que son ácidos. Si la ganga consta fundamentalmente de Al_2O_3 el mineral es básico. Algunos minerales contienen una composición de ganga tan ideal que no requieren de materiales formadores de escoria y son "autoprocésables" (magnetita sueca, algunos minerales franceses).

Cabe mencionar que además de los compuestos de hierro podemos encontrar otros elementos que pueden reducirse y formar parte del arrabio. Por ejemplo el manganeso o el vanadio que benefician al hierro obtenido y otros que lo perjudican como el cobre. Otros elementos perjudican en una forma tal al hierro que hace difícil o imposible la utilización de minerales que los contienen, por ejemplo el azufre, arsénico y antimonio.

Tamaño del mineral

El mineral debe tener el tamaño requerido para que los gases puedan muy bien circular por la carga y el proceso continúe sin interrupciones. Para minerales que se reducen fácilmente el tamaño más conveniente fluctúa entre 25 a 50 mm, y para los más difíciles de reducir entre 20 a 40 mm.

¿Por qué de esto?

Los tamaños grandes de mineral tienen en promedio poca superficie, y si el mineral es bastante denso, la reducción indirecta resulta insatisfactoria. Estos tamaños grandes pasan después al crisol del horno sin el debido procesamiento previo reduciéndose en su mayor parte con el carbono del combustible e incrementando el consumo de este.

Por otro lado, tamaños pequeños de 10 a 25 mm se utilizan fundamentalmente para ser aglomerados. El polvo del mineral con tamaños por debajo de 10 mm causaría serios problemas a la buena marcha del horno ya que impediría eficientemente el paso de los gases a través de la carga en determinadas zonas y además pérdidas de mineral durante el arrastre de las partículas finas por los gases.

Dureza del mineral

El mineral debe tener una determinada dureza ya que está sometido a continuos golpes y choques durante su transporte al patio de minerales y al horno. Con poca dureza se formarían muchas partículas finas que causarían los problemas mencionados.

Porosidad del mineral

Significa un factor importante que determina la velocidad con que el mineral puede ser reducido por los gases.

Los minerales muy densos se reducen con dificultad, ya que los gases no pueden penetrar al interior de las partículas. En algunas ocasiones mediante una tostación previa se consigue aumentar la porosidad mediante la formación de pequeñas grietas por las cuales el gas puede introducirse.

Minerales empleados

Hematita

Fe_2O_3 el óxido férrico químicamente puro contiene 70% de hierro y 30% de oxígeno, en el mineral encontramos de 30 a 65% de Fe, éste contiene generalmente poco fósforo y manganeso y es de color rojo, aunque a veces presenta una coloración violeta o gris claro.

Magnetita

Fe_3O_4 el óxido ferroso férrico en estado puro contiene 72.4 por ciento y es el mineral más rico en su contenido. El mineral contiene 55 a 68% de hierro, de color oscuro, negro o azul grisáceo; contiene a menudo SiO_2 , CaCO_3 u otros minerales. Contienen generalmente poco fósforo y manganeso y se reducen con más dificultad que el resto de los minerales.

Se citan además otros minerales como la limonita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), y siderita (FeCO_3) que son importantes a menor escala.

Procesamiento y acondicionamiento de los minerales

Los minerales deben tener ciertas propiedades que los hagan procesables desde el punto de vista económico. Ya que la mayoría no cumple con los requerimientos necesarios, su estado físico o composición química deben ser cambiados mediante procesos adecuados. Con esto se obtiene la máxima eficiencia en los Altos Hornos con el mínimo consumo de combustible.

La preparación la podemos dividir en 3 grupos:

Cambio de tamaño de partícula.

Tostación.

Beneficio.

De estos tres le dedicaremos mayor espacio al primero.

Cambio de tamaño de partícula

Como ya se había mencionado el tamaño de las partículas de mineral debe fluctuar entre 20 a 50 mm. Tamaños mayores se muelen en quebradoras especiales para este fin (fig. 1).

Cribado del mineral

El material molido se criba de acuerdo con su tamaño en mallas de diferente construcción (estacionaria, vibratoria, de tambor rotativo etcétera).

La molienda primaria y algunas veces el cribado se realizan parcialmente en el sitio de explotación del mineral cuando la mina es parte integrante de la empresa que la explota y la procesa. Sin embargo en los casos donde no es así, el combinado cuenta en la zona correspondiente al patio del mineral de la molienda y cribado correspondientes. Un esquema de lo expuesto se muestra en la fig. 2.

Tamaños de mineral de 25 a 50 mm

Estos tamaños son adecuados para su empleo directo en el Alto Horno, aunque algunas veces se carga mineral con tamaños hasta de 80 mm.

Tamaños de mineral de 10 a 25 mm

Se emplea como materia prima para la producción de alomerados, sin embargo podría ser usado directamente siempre y cuando se realizaran cargas de estos tamaños en una forma independiente y no mezclados con los tamaños adecuados.

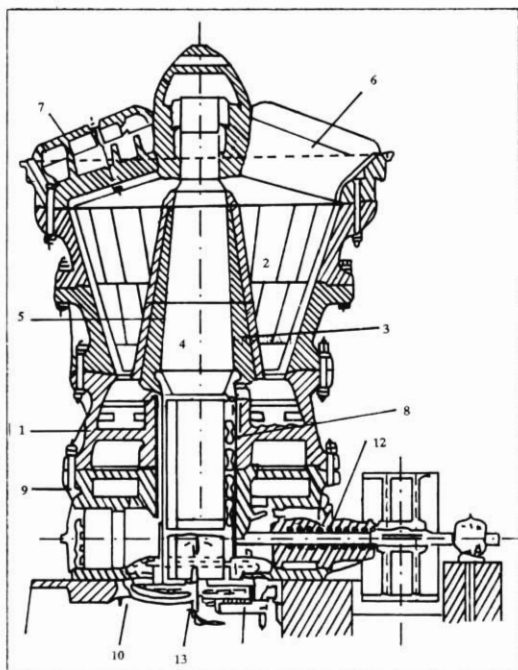


Fig. 1.- Quebradora de cono: 1.- Cuerpo de la quebradora. 2.- Insertos intercambiables. 3.- Cono de molienda 4.- Flecha del cono de molienda. 5.- Cubierta del cono de molienda 6.- Rodamiento oscilante. 7.- Cubierta o tapa. 8.- Excéntrico. 9.- Rodamiento. 10 y 11.- Ruedas dentadas de cono.

Polvo de mineral con tamaños por debajo de 10 mm

En este caso en una forma definitiva el polvo debe ser aglomerado para ser utilizado mediante los procesos conocidos como Sinterización, Peletización y Briqueteado.

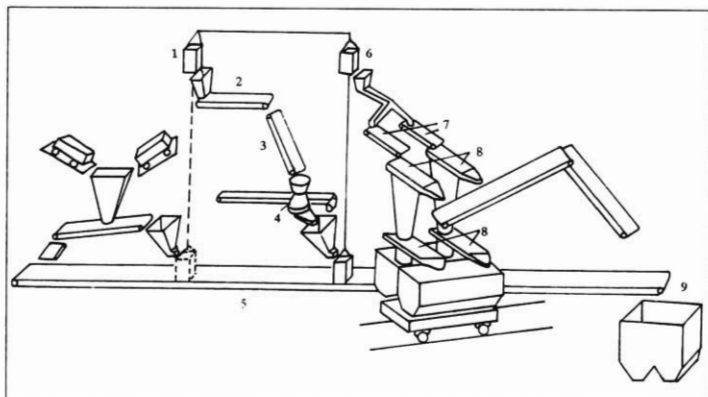


Fig. 2.- Esquema de una molienda y cribado de los minerales 1.- Elevador. 2.- Banda. 3.- Transportador. 4.- Quebradora. 5.- Banda transportadora. 6.- Mineral 0-80mm. 7.- Bandas alimentadoras. 8.- Cribas vibratorias. 9.- Tolva mineral cribado.

A continuación se detallan los dos primeros procesos por considerarse de mayor uso:

Sinterización

Este proceso es el más ampliamente usado en la actualidad ya que al cumplir con el principal propósito de aglomerar las partículas finas, es posible mejorar las características metalúrgicas del producto.

El sinterizado se puede realizar por 2 métodos importantes:

- a) En máquinas tipo emparrillado.
- b) En hornos de tubo rotativos.

a) El principio de este procedimiento consiste en que el polvo de mineral previamente homogeneizado y otros productos que contienen Fe (polvo de la salida del Alto Horno, cascarilla etc.) se mezclan con un combustible finamente molido (por ejemplo, los residuos del coque etc.) y según las circunstancias, con una cantidad determinada de caliza en polvo o lechada de caliza se

humedece y después, desde la superficie, la mezcla se quema en una parrilla estacionaria o móvil.

Por circulación de aire a través de la cama se quema gradualmente el polvo de coque contenido en la mezcla, y el polvo de mineral cambia a un estado plástico, sinterizándose.

¿Por qué se humedece la mezcla? Con el objeto de mejorar la porosidad del aglomerado. El contenido de humedad dependerá de las propiedades físicas y tamaño del mineral.

El combustible tiene tamaños de 0 a 3 mm; y una de las condiciones para que el proceso se realice aceptablemente es la cantidad constante y uniforme del mismo en la mezcla. De allí que la cantidad de combustible debe regularse automáticamente.

El aire necesario para el proceso se succiona mediante un extractor desde la parte inferior de la cama. La quema del combustible se inicia en la parte superior y termina por la parte inferior utilizándose quemadores de gas montados en un cabezal.

Una vez que la humedad se ha evaporizado por la acción conjunta de los parámetros ya mencionados se efectúa una reducción parcial de los óxidos de hierro y como consecuencia el sinterizado.

Conforme las relaciones se van efectuando hacia las capas más bajas las capas superiores se enfrían por la acción del aire succionado oxidándose parcialmente los óxidos previamente reducidos.

Para la obtención de un producto con las características más ideales para su utilización posterior en el Alto Horno; se deben considerar los siguientes factores:

Si se tiene en la carga poco combustible se obtiene un sinter poco coherente y frágil con poco contenido de FeO .

Por el contrario, un sinter producido con un exceso de combustible en la carga, tendrá seguramente mucha coherencia, pero sus características de reducción serán peores que el primero, ya que se ha excedido con la combustión, conteniendo el producto hasta un 20% de FeO .

A continuación citaremos algunas de las principales reacciones físico-químicas que se llevan a cabo durante el proceso:

Ante todo podemos indicar que la formación de un aglomerado representa toda una gama de reacciones físico-químicas que transcurren en la zona sinterizada bajo la influencia de altas temperaturas. En poco tiempo la temperatura puede aumentar de 1 200 a 1 500°C produciéndose un material líquido o pastoso. A esta temperatura se suscitan las reacciones químicas.

Antes de esto, las reacciones transcurren entre las fases gaseosa y sólida fundamentalmente entre los productos de la oxidación del carbono y los óxidos de hierro.

Los procesos físico-químicos es posible dividirlos en 3 periodos:

1.- Procesos que transcurren entre las fases gaseosa y sólida durante el aumento de temperatura desde la ambiente hasta 900 a 1000°C.

2.- Procesos que transcurren entre las fases gaseosa, sólida y líquida a temperaturas de inicio de la fusión de los componentes de la carga (900 a 1 000°C) hasta la máxima temperatura alcanzada durante el sinterizado.

3.- Procesos que transcurren entre el aire y la fase sólida durante el enfriamiento del aglomerado desde la máxima temperatura alcanzada hasta la temperatura ambiente.

En el primer periodo participan en la reacción productos de la combustión del carbono como CO y CO_2 y los óxidos de hierro. Entre éstos últimos el Fe_2O_3 se reducirá por el CO . Sin embargo es posible considerar que el Fe_2O_3 puede disociarse a altas temperaturas y sin la intervención del CO .



La constante de equilibrio de esta reacción será:

$$k_p = \frac{a_{\text{Fe}_3\text{O}_4}^2 \cdot p_{\text{O}_2}^{0.5}}{a_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^3}$$

si $a_{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ y $a_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ los consideramos igual a 1 tendremos:

$$k_p = p_{\text{O}_2}^{0.5}$$

Con ayuda de la isoterma de reacción podemos establecer el valor de k_p :

$$\Delta G_T^\circ = -RT \ln k_p$$

El cambio de la entalpia libre se calcula de acuerdo con la reacción:

$$\Delta G_T^\circ = \Delta H_T^\circ - T \Delta S_T^\circ; \text{ o sea: } -RT \ln k_p \Delta H_T^\circ - T \Delta S_T^\circ$$

$$RT \ln k_p = -\Delta H_T^\circ + T \Delta S_T^\circ; RT \ln k_p = -\Delta H_T^\circ + T \Delta S_T^\circ$$

de donde:

$$\ln k_p = \frac{-\Delta H_T^\circ + T \Delta S_T^\circ}{RT}$$

o sea:

$$4.575 \log k_p = -\frac{\Delta H_T^\circ}{T} + \Delta S_T^\circ$$

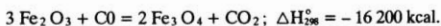
El valor final de la ecuación se establece en la siguiente forma:

$$\log k_p = \log p_{\text{O}_2} = -\frac{30\,800}{T} + 17.9$$

Como se ve la presión de disociación se establece por la presión parcial del oxígeno en condiciones de equilibrio. De esto se deduce que el Fe_2O_3 se descompone con el aire a una temperatura de 1 360° C y cuando la presión parcial del oxígeno del Fe_2O_3 es mayor que 0.21 atp. Alrededor de 1 450° C la descomposición transcurre intensamente y el valor de la presión parcial del oxígeno se iguala a 1 atp.

En el caso de un proceso de aglomerado la presión parcial del oxígeno es siempre menor y además puede existir una temperatura mayor que la temperatura de disociación, por lo tanto existe la posibilidad de que la reacción se efectúe.

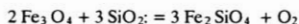
Según Rostovcev podemos encontrarnos con una atmósfera reductora en volúmenes elementales cercanos a las partículas de coque, ocasionando una reducción del Fe_2O_3 por el monóxido de carbono:



En presencia de CO la reacción se acelera a temperaturas de 250 a 360° C. A mayor cantidad de volúmenes elementales, mayor será la creación de condiciones reductoras y como consecuencia, será mayor la cantidad de óxidos reducidos.

Con el incremento de la temperatura por arriba de los 600° C se prolonga la reducción del Fe_2O_3 a FeO . Con esto se forma el sistema de soluciones sólidas Fe_3O_4 en FeO a temperaturas relativamente bajas. Esta solución sólida (wustita) con un contenido de 45% de FeO y 55% de Fe_3O_4 reduce bruscamente la temperatura de fusión de los minerales de hierro, ya que la temperatura de fusión de la wustita no pasa de los 1 200° C, cuando simultáneamente la temperatura de fusión del Fe_2O_3 es mayor de 1 500° C. Este factor es de suma importancia durante el sinterizado de minerales que no contienen compuestos formadores de escoria.

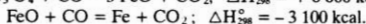
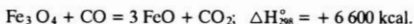
La presión de disociación del Fe_3O_4 es todavía bastante baja a 1 600° C. Sin embargo ésta disociación se facilita con la presencia del SiO_2 :



El compuesto Fe_2SiO_4 (Fayalita) tiene un punto de fusión de 1 205° C con dos eutécticos y temperatura de fusión de 1 177 a 1 178° C. En presencia de CO:



El contenido de FeO y Fe depende fundamentalmente en la cantidad de combustible de la carga:



Desde el punto de vista termodinámico es posible juzgar el transcurso de estas reacciones:

Para la reacción $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ la constante de equilibrio sería:

$$k_p = \frac{p_{\text{CO}_2} \cdot a_{\text{Fe}}}{p_{\text{CO}} \cdot a_{\text{FeO}}}$$

considerando a_{FeO} y a_{Fe} iguales a 1; tendremos:

$$k_p = \frac{p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}}$$

De acuerdo con el valor de la entalpía libre calculada con ayuda de la isoterma de reacción, sería posible juzgar hacia qué dirección transcurre la reacción:

$$\Delta G_T = \Delta G_T^\circ + RT \ln \frac{p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}}$$

es de suponer que si $\frac{p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}}$ es menor que $\frac{p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}}$; ΔG_T sería menor que 0.

Esto significaría condiciones óptimas para que la reacción de reducción del FeO transcurriera por medio del CO .

Ya que la reacción transcurre sin cambio de volumen de los compuestos gaseosos, podemos considerar la presión como constante, y para el establecimiento de las condiciones en estado de equilibrio de la reacción es necesario conocer la temperatura y composición de la fase gaseosa.

La reacción tiene carácter exotérmico. De acuerdo con el principio de Le-Chatelier la disminución de temperatura provocará que la reacción transcurra de izquierda a derecha y el aumento de temperatura en sentido contrario.

Con el empleo de la Termodinámica se puede valorar el transcurso de la reacción del Fe_3O_4 con el CO .

Como la capa superior se enfría antes, el aglomerado de ésta zona contiene un mínimo de FeO cuya cantidad aumenta sin embargo en las capas inferiores.

Podemos dividir la capa de la zona sinterizada de acuerdo con estos cambios físico-químicos y de temperaturas en 4 regiones:

- 1.- Región de la carga previamente humedecida, esto es la región de condensación del vapor de agua.
- 2.- Región de secado y calentamiento intensivo a la temperatura de quemado del combustible.
- 3.- Región de la combustión del carbono y formación del aglomerado.
- 4.- Región de la solidificación y enfriamiento del aglomerado.

En la figura 3 podemos ilustrar las 4 regiones mencionadas en una forma bastante clara.

A continuación haremos un análisis de los procesos que transcurren en estas zonas:

1.- La formación de la zona de condensación es perjudicial en la velocidad del proceso de sinterizado ya que empeora la porosidad por arriba de la parte central (permeabilidad) de la capa (debido a la condensación de la humedad que se evapora en la capa superior).

Durante el quemado del combustible el agua que la carga contiene se evapora pasando a los gases de salida. Estos gases con el empleo de una carga fría, se enfrían al pasar por ella y en cuanto su temperatura disminuye por abajo de 60 a 65°C el vapor de agua se condensa humedeciendo la mezcla. El agua condensada cierra los poros existentes entre las partículas deteriorando su fuerza capilar y como consecuencia estas partículas ya formadas se desmoronan empeorando la porosidad de los mismos. De lo anterior podemos deducir que mientras menor sea el tamaño de las partículas de la carga, mayor será su superficie de contacto y mejorará en esta forma las condiciones de transmisión de calor y el enfriamiento de los gases por debajo de su punto de rocío (60 a 65°C).

Si consideramos $p'_{\text{H}_2\text{O}}$ como la presión parcial del vapor de agua en los gases que provienen de la capa seca y $p_{\text{H}_2\text{O}}$ como la tensión de vapor del agua a una temperatura dada, entonces la temperatura de inicio de la condensación de vapor de agua, o sea el punto de rocío, está dada por la condición $p'_{\text{H}_2\text{O}}$; de esto se deduce que mientras mayor sea $p'_{\text{H}_2\text{O}}$; de esto se deduce que mientras mayor sea $p'_{\text{H}_2\text{O}}$ (o sea a mayor humedad inicial de la carga) y mientras menor sea $p_{\text{H}_2\text{O}}$ (o sea a menor temperatura inicial de la carga) mayor será el vapor de agua que se condense en las capas inferiores.

La reducción de la permeabilidad ocasionada por esta humedificación previa es posible en gran parte eliminarla precalentando la carga a 50 - 60°C . Con esto se logra que las capas inferiores sean fuertemente calentadas y la humedad contenida en ellas se transforma en vapor, siendo éste arrastrado por los gases.

2.- En la región de secado y calentamiento intensivo de la carga, el agua se evapora intensamente a 100°C .

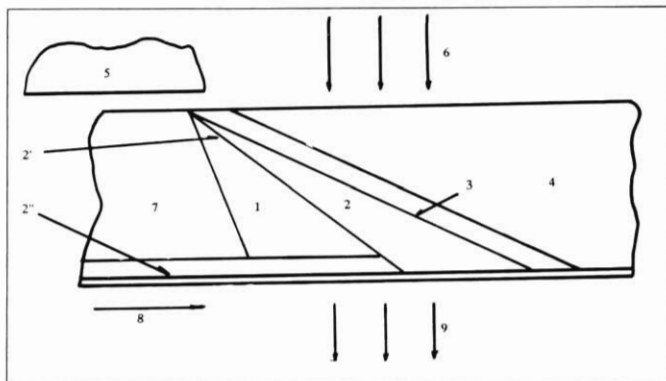


Fig. 3.- Representación esquemática de las diversas zonas de la capa aglomerada en una banda de sinterizado: 1.- Zona de condensación del vapor de agua. 2.- Zona de secado y calentamiento con los gases. 2'.- Zona de secado y calentamiento con el horno de combustión. 2''.- Zona de secado con la parrilla 3.- Zona de quemado del combustible y formación del aglomerado. 4.- Zona de enfriamiento del aglomerado. 5.- Horno de combustión. 6.- Aire succionado. 7.- Mezcla original. 8.- Dirección de la banda. 9.- Productos de la combustión.

Esto se debe a que el agua contenida en la carga es fundamentalmente higroscópica y se absorbe en la superficie de las partículas. La intensidad de evaporación de la humedad puede alcanzar de 35 g/m^2 a 85 g/m^2 . Después de la evaporación la carga se calienta a la temperatura de quemado del combustible (700°C); ver fig. 4.

El agua químicamente ligada en el mineral, se puede descomponer a temperaturas relativamente bajas. Por ejemplo la deshidratación del $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ se inicia a 320°C ; sin embargo la deshidratación del caolín $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, la cual se inicia a 400°C , a menudo termina a 1000°C .

De lo anterior se deduce que el proceso de deshidratación llevado a cabo en la región de secado puede a menudo terminar en la región de quemado de combustible trayendo como consecuencia su reducción de temperatura, lo que origina un incremento en el consumo de combustible.

3.- Región del quemado del combustible y formación del aglomerado.

Ya que la cantidad de sustancias flamables en la capa sinterizada se encuentra aproximadamente en un 90%, el combustible se quema con un exceso de aire. El contenido de oxígeno es mayor a 8% en cualquier zona de la capa, lo que provoca las condiciones adecuadas para que las reacciones de oxidación se efectúen (FeO a Fe_2O_3 y oxidación del azufre).

Sin embargo, como ya se había indicado anteriormente podemos encontrar en los volúmenes elementales de la capa, condiciones favorables para los procesos de reducción. Ya que durante la producción del aglomerado, con excepción del concentrado, la superficie de contacto entre las partículas no es lo suficientemente grande para asegurar una unión firme, es necesario a menor o mayor escala crear la fase líquida necesaria para la obtención de un aglomerado consistente.

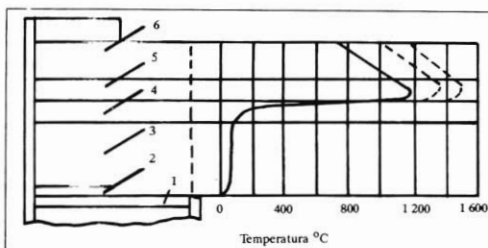


Fig. 4.- Banda de distribución en la capa de la carga sinterizada y curso del cambio de temperatura en dirección de la altura de la capa: 1.- Parrilla. 2.- Cama protectora. 3.- Zona de condensación. 4.- Zona de secado y calentamiento intensivo. 5.- Zona de quemado del combustible y de la más alta temperatura (zona de formación del aglomerado). 6.- Zona de enfriamiento del aglomerado.

Con el quemado del combustible se incrementa la temperatura de la carga y con esto las condiciones para formar la fase líquida, cuya cantidad será determinada por la magnitud de la superficie de contacto de las partículas.

Además de esto se efectúan y concluyen los procesos de descomposición de carbonatos y oxidación del azufre con la reducción de óxidos en los volúmenes elementales.

La descomposición de la caliza contenida en la carga de la producción de aglomerados básicos o como constituyente del mineral, se inicia a 900°C cuando la presión de disociación indicada como p_{CO_2} es mayor que la presión parcial del CO_2 en los gases.



Desde el punto de vista termodinámico este sistema: CaCO_3 , CaO y CO_2 (en estado de equilibrio) con base en la ley de Gibbs nos significará que en el transcurso de la reacción, la presión parcial de equilibrio $p_{e\text{CO}_2}$ es función de la temperatura.

Con el incremento de la temperatura $p_{e\text{CO}_2}$ combinado con la atmósfera en el sistema, crece, aun cuando alcance un valor mayor que p_{CO_2} en la atmósfera, llegando en esta forma el carbonato a descomponerse.

La constante de equilibrio de la caliza y de los carbonatos está dada por: $K_T = p_{e\text{CO}_2}$, el valor de $p_{e\text{CO}_2}$ se puede deducir de la ecuación de la isoterma de reacción: $\Delta G_T^{\circ} = -RT \ln p_{r\text{CO}_2}$; de ésta ecuación podemos observar que $p_{e\text{CO}_2} = f(T)$ y su valor tendrá diferentes valores que irán en relación al tipo de carbonato con su diferente temperatura de descomposición.

En la ecuación corregida la dependencia de $p_{e\text{CO}_2}$ de la temperatura para el CaCO_3 está dada por la siguiente relación:

$$\log p_{e\text{CO}_2} = - \frac{8\,920}{T} + 7.54$$

ya que la descomposición del CaCO_3 es endotérmica, la temperatura en la capa comienza a disminuir, sin embargo la velocidad de esta disminución se manifiesta en menor proporción que la velocidad de calentamiento de la carga a medida que se acerca a la zona de combustión.

4.- Región de la solidificación y enfriamiento del aglomerado.

En esta región el aglomerado formado durante la quema del combustible, por la influencia del aire que se hace pasar a través de toda la capa, pasa del estado pastoso al estado sólido, transcurriendo los procesos de cristalización en muy corto tiempo.

Se ha demostrado que la mayor cantidad de núcleos de cristalización se forma a temperaturas cercanas a la temperatura de solidificación y la mayor velocidad de crecimiento se alcanza a la temperatura de fusión de la substancia.

Ya que el calor liberado se disipa rápidamente por la corriente de aire, tienen los cristales una configuración dendrítica y de agujas y de forma alargada.

La resistencia contra el paso de los gases es por lo general menor en ésta región de enfriamiento que en cualquier otra y esta resistencia dependerá de la estructura del aglomerado formado.

Con este proceso de sinterización se disminuye en gran escala el contenido de azufre en el mineral; en condiciones óptimas es posible eliminar hasta un 80% o 90% de azufre.

Los minerales de azufre requieren menor cantidad de combustible en la mezcla, debido a que su combustión genera calor. El fósforo no se elimina. El arsénico se elimina de un 30 a 40%.

La participación de aglomerados en la carga del Alto Horno es cada día mayor. De acuerdo con experiencias obtenidas con un 100% de aglomerado el rendimiento se incrementa hasta un 30% con una reducción en el consumo del combustible hasta de un 20%.

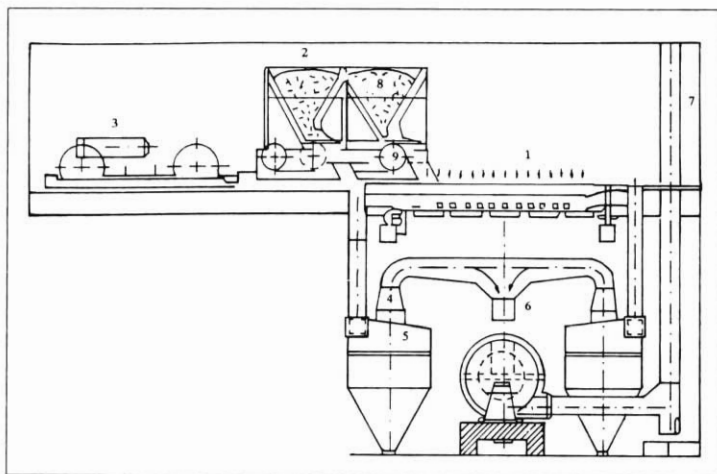


Fig. 5.- Aglomerado con parrilla de caja (tipo Greenwalt). 1.- Caja de aglomerado. 2.- Carro de carga. 3.- Carro de combustión. 4.- Extractor. 5.- Ciclón. 6.- Válvula de compuerta. 7.- Chimenea. 8.- Depósito de la mezcla protectora. 9.- Mezcla para aglomerar.

Las instalaciones para el aglomerado de tipo parrilla las podemos dividir en 2 tipos: de caja (instalación Greenwalt) y de banda (Dwight-Lloyd). Un bosquejo de los 2 tipos de instalación se ilustra en las figuras 5 y 6 respectivamente.

En la figura 5 podemos observar los diferentes componentes de que está compuesta la instalación Greenwalt.

La parrilla se cubre con una capa de mineral de 20 a 30 mm. Esta capa protege al sinter contra toda adherencia y además impide que las partículas finas puedan caer a través de la parrilla. Una de las tolvas contiene exclusivamente mineral de hierro, y la otra la mezcla a procesar. Ambas se mueven mediante rieles sobre las cajas vaciando la capa de mineral y después la mezcla. Por encima de las cajas se hace pasar un carro que porta quemadores alimentados generalmente con gas de Alto Horno o de la coquería; los cuales realizarán la combustión por espacio de 3 minutos. La caja es basculante de manera que al término del proceso puede vaciarse el aglomerado formado.

Datos adicionales: La caja cuadrada tiene una superficie aproximada de 12 m^2 . Presiones de 700 a $1\,200 \text{ mm}$ de columna de agua. El proceso es intermitente con un rendimiento de 16 a 35 t/24 hs. por cada metro cuadrado de parrilla.

Con respecto a las instalaciones de aglomerado tipo banda, estas han sido difundidas muy ampliamente, fundamentalmente por su trabajo continuo. Figura 6.

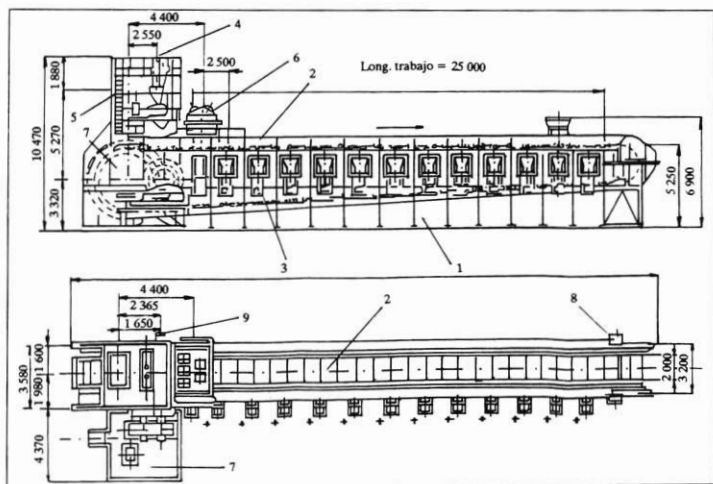


Fig. 6.- Esquema de una instalación de parrilla tipo banda. 1.- Marco de la máquina. 2.- Carros de sinterizado. 3.- Caja de succión. 4.- Dispositivo de llenado. 5.- Depósito de la mezcla protectora. 6.- Cámara de combustión. 7.- Propulsión de la máquina. 8.- Disco de tracción. (Acotación en mm).

La parrilla de banda consiste en una cadena sin fin, cuyos eslabones forman parte de los carros de sinterizado con paredes bajas y el fondo con parrillas de acero aleado (denominados paletas). Los carros constan de ruedas con las cuales la banda corre sobre rieles.

La longitud de trabajo de la parrilla de banda es aproximadamente de 25 a 30 mts. con un ancho de 1.8 a 4 mts. La longitud de la máquina y velocidad de la banda se seleccionan de tal forma que el material al final de la máquina debe salir completamente aglomerado. La velocidad de la banda es generalmente de 4 mts/min.

Las condiciones de carga y combustión son las mismas que en el aglomerado de caja estacionaria con la variante de que el proceso es continuo. La temperatura en el cabezal varía de 1 150 a 1 250° C.

Otros parámetros: El volumen de aire normalmente utilizado es de 60 a 80 m³ por cada m² de superficie en un minuto con un rendimiento de 1 600 a 2 400 t/24 hs.

Los tamaños de sinter de 10 a 25 mm se usan algunas veces como cama, sin embargo comúnmente todo el aglomerado por arriba de 10 mm se carga al Alto Horno en forma separada.

Algunas desventajas del proceso Dwight-Lloyd: La construcción es muy complicada y una gran parte de los componentes en movimiento trabaja a altas temperaturas produciendo desgaste excesivo. Estas desventajas, sin embargo, se compensan con un gran rendimiento del equipo, haciéndolo rentable. La calidad del aglomerado depende en gran escala del tamaño correcto de los componentes de la carga, mezcla y del suministro correcto de combustible.

Sinterizado en hornos rotatorios

Este se realiza sin el empleo de combustible y la carga se aglomera con el calor generado por la quema de un combustible que puede ser gaseoso, líquido o sólido, en la cámara de combustión del horno. El horno es basculante y ligeramente inclinado de 40 a 80 mts. de longitud y diámetro de 2 a 5.5 mts. Se encuentra recubierto de refractario y gira a una velocidad de 2 vueltas/min.

En la parte superior se carga la mezcla la cual, con la rotación del horno, avanza en dirección contraria a la corriente de los gases calientes que se forman con la combustión del combustible en la parte inferior del horno.

La mezcla se ablanda gradualmente, hasta conformarse y a temperaturas entre 1 300 y 1 400° C se aglomera. El sinter producido tiene buena resistencia a los choques y es más consistente que el sinter producido por el proceso Dwight-Lloyd. Sin embargo por su poca permeabilidad es más difícil de reducir.

Los hornos rotatorios de gran tamaño usados en Luxemburgo tienen con una longitud de 80 mts. un rendimiento de 700 a 1000 t/24hs; con un consumo de 450 m³ de gas y de 7 a 8 kw de energía por tonelada de aglomerado.

La calidad del producto es buena, con la desventaja de que los costos de mantenimiento en el revestimiento del horno resultan muy elevados. La instalación tiene en general poco rendimiento y ocupa mucho más espacio que el proceso Dwight-Lloyd.

Por estas razones estos hornos se utilizan solamente en aquellos casos en que el mineral no es conveniente aglomerarlo por el método de parrilla (mineral demasiado fino, polvo del tragante del Alto Horno, etcétera).

Peletizado

Es otro proceso de aglomeración de los minerales de hierro, consiste en lo siguiente:

El polvo de mineral finamente molido y apropiadamente humedecido se vierte sobre un plato inclinado de peletizado o en un tambor que gira sobre su propio eje, donde por rotación se forman inicialmente pequeñas esferas las cuales por adherencia gradual a otras partículas incrementan su tamaño hasta alcanzar el tamaño apropiado para utilizarse como carga del Alto Horno (generalmente de 10 a 40 mm). Estas esferas son después secadas y finalmente quemadas.

El buen resultado de este proceso depende fundamentalmente de la humedad del polvo de mineral y del tamaño de las partículas.

Cuando se tiene poca humedad en la mezcla, se forman en las pequeñas esferas burbujas de aire, las cuales disminuyen la consistencia del producto. Por el contrario, un exceso de humedad provoca que los pelets se adhieran a las paredes del tambor. Las partículas de la mezcla no deben ser mayores de 0.15 mm. A la mezcla se le agrega aproximadamente 0.25% de sal de cocina con el objeto de mejorar la adherencia de los pelets durante el secado.

Los pelets se secan y queman en hornos de aproximadamente 2 x 5 x 9 mts. de tipo fosa, calentados con gas o aceite. En la parte superior del horno los pelets se secan y en la parte inferior se queman. Las temperaturas de secado y quemado deben ser cuidadosamente controladas para que los pelets no revienten en la zona de secado o no se formen bloques grandes en la zona de quemado.

Actualmente se utilizan bandas especiales parecidas a las empleadas en el proceso Dwight-Lloyd para el secado y quemado de los pelets. El calor necesario se libera por el quemado del combustible agregado a los pelets o utilizando quemadores de gas.

Los pelets tienen (comparados con el sinter) muy buenas características para ser procesados en el Alto Horno, y su costo de producción es más bajo que en el caso del sinter. Por estas razones el proceso de peletizado se ha extendido en ciertos países de Europa y América. En la figura 7 se ilustra un diagrama de flujo simple del proceso de Peletizado.

Existen otros procesos de aglomeración de minerales de hierro, como el Briqueteado y Nodulizado, pero que resultan poco comunes por lo tanto no nos ocuparemos de ellos.

Mencionaremos junto con los procesos de aglomerado ya mencionados, el beneficio de los minerales de hierro, como son la separación gravitacional (usado preferentemente en el enriquecimiento de los minerales de manganeso), Flotación (para la obtención de concentrados utilizados en los procesos de aglomeración como Peletizado y Sinterizado), separación magnética y enriquecimiento por lavado.

Los métodos para el acondicionamiento de los minerales, mencionados anteriormente, permiten mediante una selección adecuada el empleo de aquellos minerales que por su característica no podrían ser utilizados en una forma directa en el Alto Horno aun en condiciones desfavorables (minerales de baja ley) cabe a menudo utilizar un proceso que sea rentable para el mejoramiento de propiedades físico-metalúrgicas, ley, y una reducción en el contenido de ciertos elementos que de por sí resultan indeseables en los minerales.

¿Cuál de los métodos de acondicionamiento debe ser utilizado y hasta qué punto es este método rentable? Esto lo decidirán las propiedades del mineral, economía alcanzada en el combustible durante su utilización en el Alto Horno y los cálculos económicos realizados comparativamente con cada uno de los procesos que desde el punto de vista tecnológico serían adecuados.

b) Características de la materia prima auxiliar utilizada, que acompaña al mineral de hierro previamente acondicionado y su preparación para el Alto Horno

- 1.- Materiales formadores de escoria (escoriadores)
- 2.- Combustible
- 3.- Aire

1) Materiales formadores de escoria.

Todos los minerales de hierro contienen además del elemento principal otros constituyentes que lo acompañan y que en conjunto denominamos ganga.

Esta ganga generalmente posee muy alto punto de fusión (por ejemplo, el SiO_2 tiene un punto de fusión de $1\,625^\circ\text{C}$, el Al_2O_3 de $2\,050^\circ\text{C}$, el CaO de $2\,379^\circ\text{C}$ y el MgO de $2\,800^\circ\text{C}$) el cual llega a ser superior que las temperaturas de trabajo alcanzadas en el Alto Horno (aproximadamente $1\,600^\circ$), lo que significaría encontrar a estos compuestos en estado pastoso dificultando en esta forma su eliminación.

Por tal motivo es necesario y adecuado agregar a la carga ciertos constituyentes que al combinarse con los mencionados de muy alto punto de fusión formarían una solución de menor punto de fusión. A esta solución la denominamos escoria.

La escoria por su menor densidad con respecto al metal se encuentra en la parte superior del baño y en condiciones normales resulta fácil eliminarla.

El papel de los materiales formadores de la escoria no es solamente el de reducir la temperatura de fusión de la ganga con el objeto de poderla eliminar del Atlo Horno; sino también el de formar una escoria con la composición química adecuada, importante para la obtención de un arrabio con pérdidas mínimas.

Explicando lo anterior de mejor forma, diremos que en los minerales de hierro se encuentran elementos como el Manganeseo que son benéficos, pero también elementos perjudiciales como el azufre, el cual debe ser eliminado.

Esto obliga a obtener una escoria capaz de permitir la reducción y el paso de elementos benéficos como el manganeso al metal líquido, o por el contrario de absorber los elementos indeseables y arrastrarlos consigo fuera del horno.

Con la reducción del mineral se forma en el horno FeO ; el cual tiene carácter básico y por tal razón se combina con el SiO_2 que es ácido para formar FeO.SiO_2 , compuesto que sale con la escoria.

¿Cómo podemos recuperar el hierro de este compuesto? Se debe de formar una escoria con suficiente contenido de CaO el cual desaloja el FeO del FeO.SiO_2 formando CaO.SiO_2 que pasaría a la escoria. En esta forma el FeO liberado se reduce a Fe .

El mineral puede tener características básicas o ácidas. De acuerdo con esto se le debe agregar compuestos ácidos o básicos respectivamente. Sin embargo la gran mayoría de los minerales tiene carácter ácido por lo que le agregamos materiales básicos como el CaCO_3 fundamentalmente para formar la escoria.

La caliza (CaCO_3) pura contiene alrededor de 56% de CaO y 44% de CO_2 , pero generalmente se encuentra conteniendo ciertas impurezas como el MgO , SiO_2 y Al_2O_3 por lo que la proporción de CaO disminuye. De esta forma se requiere cierta cantidad de CaO para neutralizar los compuestos ácidos, y para alcanzar una escoria con la composición adecuada (con suficiente basicidad) es necesario agregar a la carga mayor cantidad de CaCO_3 , lo que trae como consecuencia una mayor cantidad de combustible necesario para su fusión.

El contenido de compuestos básicos en el CaCO_3 es un convenio entre el proveedor y el combinado metalúrgico y se determina con ayuda de la siguiente relación:

$$(\% \text{ CaO} + \% \text{ MgO}) - (\% \text{ SiO}_2 + \% \text{ Al}_2\text{O}_3) = 52\%$$

Cabe mencionar la utilización de otro compuesto formador de escoria como la dolomita ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{Mg}_2\text{CO}_3$). Esta se utiliza preponderantemente para la fabricación de ferromanganeso. El MgO disminuye la viscosidad de la escoria sobre todo si esta es básica. La alta basicidad de la escoria es necesaria en este caso con el objeto de obtener mayor recuperación del manganeso al baño. Sin embargo la baja viscosidad y la alta basicidad de la escoria permiten también la eliminación de elementos indeseables como el azufre. Por esta razón es frecuente encontrarse con la dolomita en las cargas del Alto Horno para la obtención de arrabio destinado a la fabricación de aceros, aun cuando el MgO tiene menor capacidad de combinarse con el azufre que el CaO . El contenido óptimo de MgO en la obtención de arrabio para aceros es de aproximadamente de 8%.

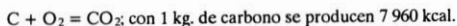
2) Combustible

El combustible para el Alto Horno debe cumplir con las siguientes 4 funciones:

- Suministrar calor necesario para la marcha del Alto Horno, fundamentalmente para fundir el mineral y la materia prima auxiliar.
- Suministrar el carbono necesario para la reducción del mineral.
- Suministrar carbono para la carburización del hierro reducido.
- Formar una costra porosa y consistente en la carga suministrada al Alto Horno con el objeto de facilitar la penetración de los gases por ella.

El carbono del combustible se quema con el oxígeno del aire precalentado e inyectado al Alto Horno por las toberas y con el oxígeno del mineral durante la reducción. La combustión del oxígeno transcurre de acuerdo con las circunstancias: ya sea para formar CO_2 o CO .

En el primer caso transcurre la combustión por la reacción:



En el segundo caso: $\text{C} + \text{O} = \text{CO}$; con 1 kg. de C se producen 2 320 kcal.

Una gran cantidad de calor se introduce al horno por medio del aire precalentado. A una temperatura del aire de 600°C la cantidad de calor es aproximadamente de $0.324 \text{ kcal/Nm}^3/^\circ \text{C}$.

Las más altas temperaturas se producen en las zonas cercanas a las toberas y llegan a alcanzar hasta $1\ 800$ a $1\ 900^\circ \text{C}$ (utilizando coque como combustible).

Estas temperaturas tienden a disminuir en dirección al eje del horno y en dirección vertical. El calor desarrollado por la combustión del carbono frente a las toberas es transportado por los gases formados durante la combustión a la parte superior del horno.

Por medio del combustible se introduce al horno carbono, el cual es un agente reductor muy fuerte.

Por la combustión del carbono en las zonas muy cercanas a las toberas se forma CO_2 ; $\text{C} + \text{O}_2 = \text{CO}_2$; el cual a temperaturas altas es reducido por el coque incandescente a monóxido de carbono; $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$.

El CO circula hacia la parte superior del horno y como se combina fácilmente con oxígeno, reduce los óxidos de hierro en la carga (reducción indirecta). Parte del hierro es reducido directamente por el carbono incandescente del combustible (reducción directa).

El hierro en estado esponjoso reducido se encuentra en contacto estrecho con el carbono incandescente del combustible y se combina con él para formar carburo de hierro (Fe_3C). Con el incremento del contenido de carbono disminuye la temperatura de fusión del hierro produciéndose gotas de metal, las cuales se depositan y acumulan en el crisol bajo la capa de escoria.

La temperatura más baja de fusión se encuentra en la aleación Fe - C, conteniendo 4.3% C y que es de 1140°C ; sin embargo el contenido de carbono depende del contenido de los otros elementos agregados como Mn y Si.

De lo anterior se deduce que en la realización de los procesos en el Alto Horno es necesario agregar carbono, aun en aquellos casos en donde se produce arrabio en Hornos Eléctricos donde el calor se suministra por medio de la energía eléctrica.

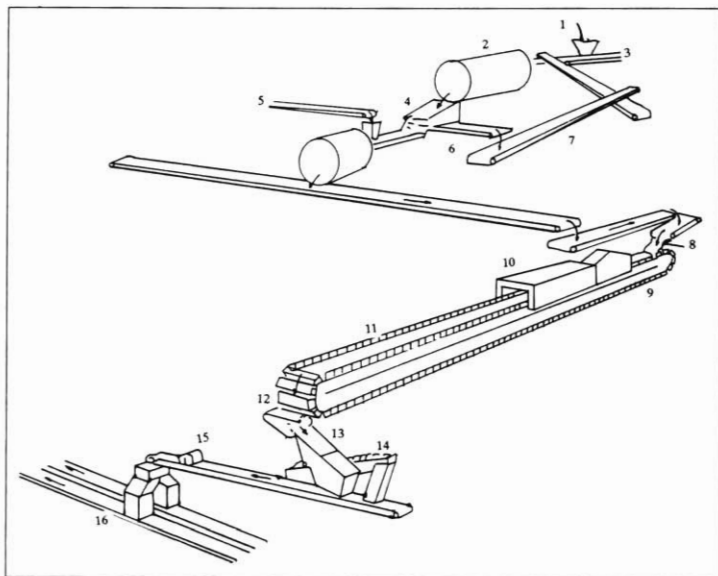


Fig. 7.- Diagrama de flujo simple del proceso de peletizado. 1.- Alimentación de bentonita. 2.- Tambor rotatorio formador de las esferas 3.- Concentrado de Fe. 4.- Criba vibratoria. 5.- Alimentación de carbón pulverizado. 6.- Tambor distribuidor del carbón. 7.- Retorno de los finos. 8.- Criba vibratoria. 9.- Cámara de secado. 10.- Horno de ignición. 11.- Máquina peletizadora. 12.- Alimentador vibratorio. 13.- Criba vibratoria. 14.- Clasificador. 15.- Báscula automática. 16.- A almacenaje de pelets.

Además de suministrar calor y carbono al metal, el combustible mejora la permeabilidad de la carga y facilita el paso de los gases a través de ella.

La carga (mineral, caliza, combustible) baja paulatinamente a las zonas más calientes, durante esto se seca y reduce con los gases. A cierta altura del horno el mineral comienza a ablandarse, pasando al estado plástico y pastoso. Por medio de la caliza o cal (el cual se forma de la combustión del CaCO_3) se empieza a formar escoria líquida.

Ahora bien, los gases a través de esta masa pastosa y densa, que se encuentra distribuida en toda la sección transversal del Alto Horno seguramente no podrían circular si no se encontrara el combustible en forma de fragmentos espaciados, los cuales permanecen sólidos hasta la zona de las toberas, donde se queman.

Utilizando coque como combustible se tiene una relación de coque-mineral de 1:1 (en el caso de carbón de madera, la relación es de 3:1); de esta manera el combustible penetra por la carga relativamente densa formando pequeños canales que permiten el paso de los gases por la carga propiciando la reducción indirecta.

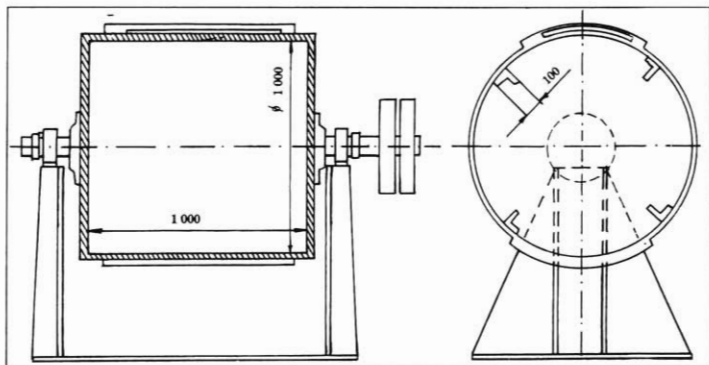


Fig. 7A.- Tambor para prueba MICUM. (Acotación en mm).

Propiedades del combustible

Tomando en cuenta la función que desempeña en el Alto Horno, el combustible debe reunir ciertas cualidades. Las más importantes son:

Resistencia

Debe resistir los golpes y la abrasión. La resistencia a la compresión no es una propiedad definitiva, ya que la presión ejercida por el peso de la carga en el Alto Horno no es mayor de 6 kg/cm^2 , presión que resulta menor que la que se obtiene generalmente con el coque.

No se descarta la posibilidad de obtener coque pulverizado durante el trayecto hacia el Alto Horno (aun con buena resistencia a la abrasión y al choque) por lo que el polvo formado se separa

inmediatamente colocando un separador entre la tolva de almacenamiento y el elevador hacia el tragante del horno.

Es importante señalar que el polvo de coque, de mineral y de los compuestos formadores de escoria empeoran la permeabilidad de la carga, ya que forman en la periferia del horno, en la zona plástica, costras densas las cuales son infranqueables para el gas de reducción de esta forma pueden llegar hasta el crisol sin haber sido reducidas. En el crisol son reducidas por el carbono del combustible disminuyendo en esta forma, y en forma marcada, la temperatura de trabajo en el crisol.

En otras ocasiones estas costras son motivo de formación de depósitos en la cuba y etalaje del Alto Horno ocasionando una marcha difícil. Si estas costras se liberan de improviso puede suceder una seria perturbación de la marcha como es el caso de una marcha fría del horno.

Porosidad

El combustible debe ser lo suficientemente poroso con el objeto de mejorar la circulación y acceso de los gases a través de la zona plástica del horno; por lo que se requiere un combustible de baja densidad.

Tamaño

Deberá ser uniforme de 40 a 80 mm; importante para la buena marcha del horno con el objeto de que los gases puedan ser muy bien aprovechados desde el punto de vista térmico y químico.

Composición química.- Un buen combustible deberá tener obviamente la mayor cantidad de carbono y la menor cantidad de ceniza; ya que ésta por su carácter ácido requiere de 120 a 180 kg de CaCO_3 en 1 ton. de coque para poderla eliminar hacia la escoria; esto incrementa el consumo de combustible. Además no deberá contener elementos indeseables como azufre y fósforo que empeoran la calidad del arrabio.

Aun cuando el azufre puede ser eliminado pasándolo a la escoria, ésta eliminación está asociada con un consumo mayor de combustible, ya que es necesario agregar mayor cantidad de CaCO_3 y éste requiere mayor cantidad de combustible para ser fundido.

El fósforo es un elemento que prácticamente no se elimina y pasa casi en su totalidad al arrabio por lo que no debe encontrarse en el combustible. Las razones por las cuales no es posible eliminarlo se explican más adelante.

Ahora bien a mayor cantidad de carbono en el combustible obtendremos mayor capacidad calorífica.

Esta capacidad puede ser calculada de acuerdo a la fórmula de Dulong:

$$C_c = 81C + 285 \left(H - \frac{O + N}{8} \right) + 22S - 6W$$

o según la fórmula de R. Vondrachek

$$C_c = (89.1 - 0.062C) C + 270 (H - 0.1 O) + 25S - 6 (W + 9H)$$

Donde: C_c = capacidad calorífica inferior en kcal/kg.

C, H, O, N, S = contenido de estos elementos en el combustible seco (%).

(%) C = contenido de carbono en los productos de la combustión.

Flamabilidad

Se interpreta como la velocidad a la cual el combustible se combina con el oxígeno del aire según la reacción:



Reactividad

Se entiende por la velocidad de reacción entre el carbono del combustible y el CO_2 a elevadas temperaturas:



y se evalúa por las diversas relaciones entre CO y CO_2 en los productos de la reacción:

$$R = \frac{\text{CO}}{\text{CO}_2} \cdot 100 \text{ ó } R = \frac{\text{CO}}{2\text{CO}_2 + \text{CO}} \cdot 100$$

La reactividad no sólo depende de la superficie de reacción, sino también de la estructura cristalográfica del combustible y en la acción catalítica de algunos ingredientes inorgánicos como los compuestos de sodio, hierro, manganeso etcétera.

La superficie de reacción puede ser externa (m^2/t) o interna ($10^3\text{m}^2/\text{t}$) o submicroscópica ($10^6\text{m}^2/\text{t}$).

Anteriormente se tenía la creencia de que la flamabilidad y reactividad del combustible del Alto Horno deberían ser las mayores. Sin embargo las últimas investigaciones han demostrado que esta creencia no es correcta y que valores altos de estas propiedades pueden ser perjudiciales.

La flamabilidad y la reactividad del combustible dependen fundamentalmente de la porosidad. Con un incremento de esta última se aumentan la superficie interna y la submicroscópica y de este modo el oxígeno del aire se consume a menor distancia de las toberas. En esta forma se acorta la zona de reducción del CO_2 con el carbono disminuyéndose la zona oxidante del crisol del Alto Horno.

El carbón vegetal tiene la mayor porosidad (hasta 85%). El coque tiene de 25 a 80% (a menudo alrededor de 50%). Casi sin poros se encuentra la antracita por lo que prácticamente se quema sólo en la superficie.

Tipos de combustible.- Los más comunes son: el coque, carbón vegetal y antracita. De estos el coque resulta de gran significado por lo que le dedicaremos mayor atención.

Este combustible es actualmente el más comúnmente usado para la obtención del arrabio.

Es duro, poroso y con un color que va de gris plata a gris. Se obtiene por destilación del carbón bituminoso en un complejo de hornos denominado coquería. En los hornos de coquería se calienta la mezcla de carbón molido durante 12 hasta 25 hs. en ausencia absoluta de aire. La temperatura de carbonización depende de las propiedades del carbón usado, humedad y construcción de los hornos de coquería y se encuentra entre 900 a 1 150° C. Simultáneamente con el coque (aproximadamente 70% del total del peso de la carga) se obtiene el gas de coquería ($C_c = 4\,000 \text{ kcal/Nm}^3$) y toda una gama de sustancias químicas como amoníaco, benceno, naftalina, alquitrán etc. las cuales constituyen la materia prima para algunas ramas de la industria química y farmacéutica.

El coque de buena calidad se puede evaluar ya cuando sale de las cámaras de coquizado al término de la carbonización. El coque ardiente no debe humear y durante su enfriamiento con agua, el vapor formado debe ser de un color blanco. El humo oscuro o el vapor amarillo significa carbonización incompleta y éste coque no solamente tiene propiedades inadecuadas (como poca resistencia a la abrasión) sino también residuos de materiales volátiles los cuales ocasionan la erosión del coque durante su calentamiento en el Alto Horno. Un coque permanece después de apagarse, en trozos con la configuración de flor, los cuales al ser manipulados posteriormente se desintegran en tamaños grandes y uniformes.

En países como USA, URSS, Alemania y Japón el contenido máximo de cenizas permitido es el 10%, materiales volátiles menos del 1%, azufre entre 0.7 a 1%.

El peso específico del coque se encuentra entre 0.8 a 1.1 t/m³ y la densidad es de 1.9. La temperatura de combustión del coque al aire es de 600 a 640° C. La temperatura de fusión de las cenizas generalmente es menor de 1 300° C. La resistencia a la compresión es generalmente alta, de 120 a 170 kg/cm². Sin embargo las condiciones del Alto Horno requieren de una resistencia de 3 a 10 kg/cm²; por lo que como ya se había mencionado resulta de menor importancia.

Habíamos mencionado la resistencia a la abrasión como una propiedad de suma importancia, por lo que indicaremos el método utilizado para su obtención.

La prueba MICUM se realiza en un tambor de acero (figura 7A) cuyo diámetro es de 1 metro y longitud de 1 metro. En el interior del tambor se encuentran soldados 4 ángulos de 100 x 100 mm distanciados a 90° C. El tambor es rotativo ya sea alrededor de una flecha continua o sobre un pivote, con 25 vueltas por minuto. La muestra del coque de un peso de 50 kg, se obtiene del cuarteo de una muestra inicial de 600 kg y cribado a 50 mm. Después de la prueba (4 minutos y 100 vueltas) el coque se criba a tamaños menores de 10 mm, 10 a 40 mm y arriba de 40 mm, y se pesan. La cantidad de partículas mayores de 40 mm se les da el valor M40, los de abajo de 10 mm M10. El valor de M40 debe ser el mayor y en el coque consistente es de 65 a 75% o más. El valor de M10 no deberá exceder del 19%.

En algunos combinados la prueba MICUM se valoriza por un método más complicado denominado No. de Graff:

$$G_r = \frac{DA}{L + 3/4 K}$$

de donde: D = % de tamaños arriba de 60 mm antes de la prueba.

A = % de tamaños arriba de 60 mm después de la prueba.

L = % de tamaños abajo de 10 mm después de la prueba.

K = % de tamaños de 20 a 40 mm después de la prueba.

La resistencia a la abrasión en condiciones prevalecientes en el Alto Horno, o sea a altas temperaturas, se realizó en Alemania Federal con un tambor de acero refractario, al cual por medio de una flecha hueca se inyectó hidrógeno. Toda la instalación se colocó en un horno eléctrico y el tambor con la muestra de coque, fueron calentados a temperaturas de 900 hasta 1 500° C. Con esto fueron obtenidos los valores sobre las propiedades del coque producidos a temperaturas diferentes y con diferentes tipos de carbón. Las pruebas demostraron que la velocidad de calentamiento en aquellas regiones donde el material carbonoso pasa a estado plástico tiene una influencia determinante en la calidad del coque.

Por otro lado otros ensayos realizados demostraron que el enfriamiento del coque en una atmósfera inerte tiene una influencia muy favorable en las propiedades mecánicas del coque a altas temperaturas. Durante los ensayos realizados en frío no se encontró ninguna diferencia.

Ferro-coque y Coque-cal

Se han realizado esfuerzos para mejorar las propiedades mecánicas y metalúrgicas del coque enriqueciéndolo con hierro y utilizando ventajosamente el polvo del mineal concentrado y el polvo que escapa del Alto Horno como mezcla con el carbón antes de la coquización. La utilización de cal en polvo debía llevar al mejoramiento de la composición química en lo que respecta a la ceniza, y con esto a la reducción de caliza en la carga del Alto Horno. El coque obtenido tuvo propiedades adecuadas, sin embargo los agregados básicos dañaban el refractario de los hornos de coquizado.

Estos intentos fueron renovados en USA, Alemania Federal, Rusia y otros países, y mostraron que manteniendo las condiciones adecuadas, el refractario ácido de los hornos de coquizado no sufría alteraciones. También se encontró que con el empleo de ferro-coque disminuye el consumo de coque en el Alto Horno disminuyendo al mismo tiempo los costos de producción. Ya que parte del carbón coquizable se puede substituir en este caso por carbón no coquizable, este procedimiento acarrea ventajas inclusive en las coquerías.

De acuerdo con datos de literatura en USA se coquiza desde hace años carbón bueno y malo coquizable con polvo del Alto Horno y polvo de mineral sin que en el lapso de 2 años se observara daños considerables en el refractario. Sin embargo con el objeto de evitar la formación de fayalita (Fe_2SiO_4) del SiO_2 del refractario y el FeO de la adición, la temperatura de coquizado no debe exceder de $1\,175^\circ\text{C}$.

Efectuando la prueba MICUM se encontraron mejores resultados con valores de M40 en el ferro-coque que en el coque común (56.7 vs. 51.9%); sin embargo el valor de M10 fue mayor (9.3 vs. 7.4).

Respecto al coque-cal en Alemania se realizó una prueba utilizando cal en un 8% en la mezcla de carbón. Una comparación de las propiedades mecánicas, así como de la composición química entre el coque común y el coque-cal se muestra a continuación:

<i>Porcentaje</i>	<i>Coque común</i>	<i>Coque-cal</i>
Carbón	85	70.6
Azufre	0.87	0.93
Humedad	3.73	9.2
Cenizas	9.09	18.1
MICUM M40	86.0	87.3
MICUM M10	5.87	6.31
Prop. arriba 80 mm	24.9	41.2
CaO en la ceniza	5.9	39.2
SiO_2 en la ceniza	42.8	23.0
Al_2O_3 en la ceniza	22.4	13.45
Alcali en la ceniza	2.86	1.9
Fe_2O_3 en la ceniza	11.75	6.25

En la figura 8 se esquematiza un horno de coquizado.

Carbón de madera

Este combustible tiene bastantes ventajas sobre el resto de los combustibles sólidos; sin embargo por su alto precio e insuficiencia ha sido prácticamente substituido por el coque. Sólo se utiliza esporádicamente en algunos países con Altos Hornos de poca capacidad y fundamentalmente cuando se produce un arrabio especial con muy bajo contenido de fósforo y azufre.

Originalmente el carbón de madera se producía quemando la madera con insuficiente aire, los productos volátiles se escapaban a la atmósfera obteniéndose un residuo consistente (carbón de madera). Debido a que durante este proceso una gran cantidad de madera se consumía para alcanzar la temperatura necesaria de carbonización, la producción era bastante pequeña y los productos de la combustión valiosos no se aprovechaban. Actualmente el carbón de madera se produce a más altas temperaturas en modernas instalaciones, con muy bajo contenido de cenizas (1 a 3%), el contenido de fósforo, azufre y otras sustancias nocivas resulta despreciable.

La proporción de carbón no volátil es de 65 a 75% y la de sustancias volátiles de 24 a 34%. La porosidad del carbón de madera es mayor que cualquiera de los combustibles sólidos (73 a 85%) por lo tanto su flammabilidad y reactividad es alta, las cuales no afectan el Altos Hornos con pequeños volúmenes de aprovechamiento y crisoles estrechos. La desventaja del carbón de madera radica en su poca resistencia a la compresión.

Antracita

Este combustible a pesar de que en USA fue el principal utilizado en los Altos Hornos, actualmente ya no se utiliza. Tiene la ventaja de contener pocas sustancias volátiles y por eso a altas temperaturas no llega a disgregarse. Sin embargo casi no tiene poros quemándose por tal razón únicamente en la superficie; su reactividad es muy poca. Por su alta densidad empeora las condiciones para el flujo del gas reductor en el Alto Horno.

Generalmente la antracita tiene promedio: 86% C, 3.5% H₂, 3.5% O₂ y N₂, 1% S, 4% de cenizas y 2% de agua. Su capacidad calorífica es de aproximadamente de 7 800 kcal/kg.

Lignito

Es un carbón mineral que en condiciones normales se coqueiza muy mal, por lo que es necesario utilizar temperaturas y presiones altas.

El carbón debe ser previamente preparado en forma de briquetas (utilizando presiones de 1 200 a 1 300 kg/cm²). Las briquetas se carbonizan a temperaturas de 1 000 a 1 100° C durante 12 hs. Con el coqueizado las briquetas se reducen en tamaño, en volúmenes de 50 a 53%. Su peso original se reduce de 250 a 110 g aproximadamente. El enfriamiento se realiza en seco, usando una atmósfera inerte.

El coque obtenido en la ex Alemania Democrática denominado BHT tiene propiedades físicas y mecánicas semejantes al coque producido del carbón bituminoso; con un contenido de cenizas de 11 a 12%, 1.1 a 1.3% S y alrededor de 88% C. Su capacidad calorífica es de 6 900 a 7 000 kcal/kg. El valor de M40 con la prueba MICUM es de alrededor de 60%, aunque el valor de M10 no es muy bueno (mayor de 15%).

El coque producido por medio del lignito (coloración café) se utiliza no sólo en hornos de poca altura sino en Altos Hornos comunes donde una determinada proporción se agrega al coque producido del carbón bituminoso.

Combustibles gaseosos y líquidos.- Actualmente ha crecido en importancia la utilización de combustibles gaseosos y líquidos como parciales sustitutos del coque. Dichos combustibles se inyectan en conjunto con el aire precalentado al crisol del Alto Horno suministrado no sólo calor sino también gas reductor; formando lo que se conoce como aire combinado.

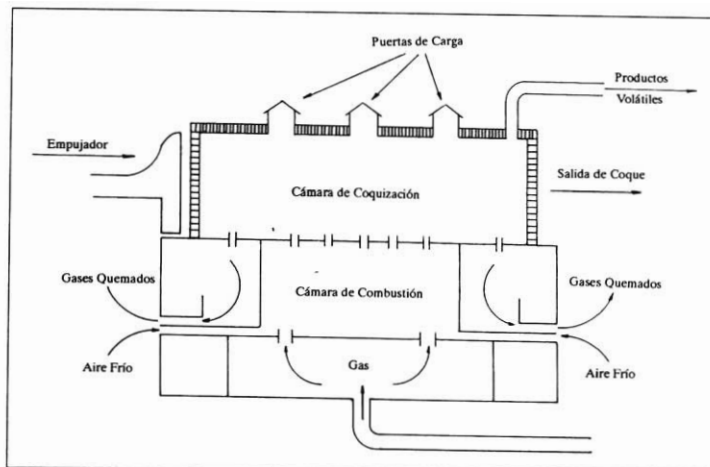


Fig. 8. Horno de Coquización

Como gas combustible gaseoso comúnmente se utiliza gas natural. Este gas está compuesto de una serie de hidrocarburos $C_n H_{2n+2}$, de los cuales predomina el metano (CH_4) cuya proporción se encuentra entre 90 a 95%. Otros hidrocarburos como el $C_2 H_6$, $C_3 H_8$, $C_4 H_{10}$ etc. Se encuentran en una proporción de 5 a 9%. La capacidad calorífica del gas natural es de 9 000 a 1000 kcal/Nm³.

El gas de coquería tiene la misma finalidad que el natural, y contiene alrededor de 55% H_2 , 25% CH_4 , 2% $C_2 H_6$, 8% CO, 2% CO_2 , 0.5% O_2 y 7.5% N_2 . Su capacidad calorífica es de 4 000 kcal/Nm³. En aquellos lugares donde no se cuenta con los gases anteriormente mencionados se utiliza generalmente el combustóleo.

El combustóleo consta de 85% C, 11.5% H_2 , 1.5% $H_2 O$ y 2% S. Su capacidad calorífica es de alrededor de 9 500 a 9 800 kcal/kg.

3) Aire

2894318

Para la marcha del Alto Horno se debe de inyectar una gran cantidad de aire (aproximadamente 4 ton. en 1 ton. de coque). Con el objeto de alcanzar una buena rentabilidad en el proceso y obtener altas temperaturas, el aire se precalienta y se inyecta bajo presión para que pueda vencer la resistencia de la carga y la contrapresión de los gases.

Mencionaremos algunas funciones del aire inyectado:

- Suministra el oxígeno necesario para la combustión.
- El gas que se produce con la combustión del coque, con la corriente del aire caliente, induce el calor del lugar donde éste se produce; esto es, de la zona de las toberas a la parte superior del horno

donde se provocan los cambios físico-químicos en la carga. El principal portador es el nitrógeno el cual se encuentra en el aire en una proporción casi 4 veces mayor que el oxígeno.

c) Por la acción del oxígeno del aire inyectado al carbono del combustible se produce monóxido de carbono, el cual reduce los óxidos de hierro.

La cantidad de aire inyectado al Alto Horno corresponde a la cantidad de coque quemado; si se conoce el consumo de coque se puede determinar la cantidad aproximada de aire. Se considera aproximadamente en la práctica 3.5 m³ de aire para quemar 1 kg. de carbono del combustible.

La presión del aire depende del tamaño del horno y de otros factores y fluctúa entre 1.2 hasta 2.8 atp.

Temperatura del aire.- El aire inyectado al Alto Horno se calienta en recuperadores de alta temperatura. Con el calentamiento del aire se logra un ahorro de combustible y mayores temperaturas de trabajo en el Alto Horno, durante las cuales el calor se concentra en un espacio relativamente pequeño cerca de las toberas. Con un incremento de la temperatura del aire de 100° C en el rango de 500 a 800° C se ahorra aproximadamente 3.5% de coque. Con la inyección de aire frío la región de las altas temperaturas se amplía hacia arriba, con esto se acorta la región de la reducción indirecta incrementándose el consumo de combustible. En general cabe decir que las temperaturas más altas en el aire se utilizan cuando se producen arrabio de fundición y ferroaleaciones, ya que el calor se concentra en el crisol del horno apoyando la reducción de los elementos difíciles de reducir, como son el manganeso y el silicio.

El incremento de la temperatura del aire es de gran importancia en el desarrollo de la técnica del Alto Horno, sin embargo significa salvar muchos obstáculos como laborar con polvo o material sin cribar, perfil del horno inadecuado, insuficiente capacidad y poca vida de la armadura de los precalentadores, etc. Con esto se explica la gran diferencia que existe entre las temperaturas de trabajo del aire de 400° C a 1 200° C.

2. Principios teóricos sobre los procesos realizados en el Alto Horno

a) Principios básicos sobre la teoría de la reducción

El papel del Alto Horno consiste en reducir el hierro de los minerales y, en estado líquido, separarlo de la ganga.

El horno se encuentra revestido de material refractario, cuyo espacio de trabajo tiene un perfil característico (ver figura 9).

El corte transversal de cualquier parte del espacio de trabajo es redondo. El revestimiento principal del Alto Horno está cubierto exteriormente por una placa de acero refrigerado con agua casi hasta la parte más alta (tragante). El tragante cuyo diámetro interior alcanza hasta 7 m está cerrada por una campana doble de descarga de materia prima y desalojo del gas del tragante. En la parte inferior inmediata tenemos la *cuba* del horno, cuyo perfil en dirección hacia abajo se abre a la parte más ancha denominada *vientre*, el cual alcanza un diámetro de hasta 10.9 m. Más abajo el diámetro se reduce a una sección denominada *etalaje* conectada finalmente a la parte más baja del horno llamada *crisol*. El diámetro interior del crisol de los Altos Hornos más grandes alcanza hasta 9.75 m alrededor del cual se encuentran instalados de 12 a 24 toberas refrigeradas con agua, por las cuales se inyecta aire con presiones de 1.2 a 2.8 atp. y calentado de 700 hasta 1 200°C. En el fondo del crisol se encuentra un orificio que sirve para descargar el arrabio; de 1 hasta 1.6 m por encima se encuentra el orificio de descarga refrigerado de la escoria.

El aire inyectado se calienta como ya se había indicado en recuperadores de calor (ver fig. 10) los cuales se calientan con el gas previamente limpio del tragante.

En ciertos casos el aire se enriquece con oxígeno o se le agrega un combustible líquido, gaseoso o sólido en polvo. El aire comúnmente se humedece con vapor de agua precalentado o agua a un cierto valor de humedad el cual corresponde al porcentaje mayor de humedad contenido en el aire atmosférico.

Al gas del tragante formado se le elimina el polvo en instalaciones especiales de limpiado (ver fig. 11). El polvo obtenido, rico en mineral y coque se procesa generalmente en las plantas de aglomerado.

La escoria es también un material valioso en la fabricación de cemento Portland o en construcción, utilizándose casi en su totalidad.

El proceso en el horno es continuo. En una forma establecida y ordenada se carga el combustible, mineral, aglomerado, materiales formadores de escoria y comúnmente residuos de mineral fino. El nivel de la columna de la carga en el Alto Horno debe mantenerse constante en los límites óptimos. Por las toberas se inyecta aire al crisol del Alto Horno en una forma continua en donde quema al combustible en CO_2 liberando una gran cantidad de calor alcanzándose temperaturas elevadas de 1 800 a 2 000°C.

Debido a que en el crisol encontramos una mayor cantidad de combustible que el que correspondería al oxígeno del aire inyectado, el CO_2 formado a una distancia relativamente pequeña de las toberas se reduce a CO y éste en conjunto con el nitrógeno circula a una gran

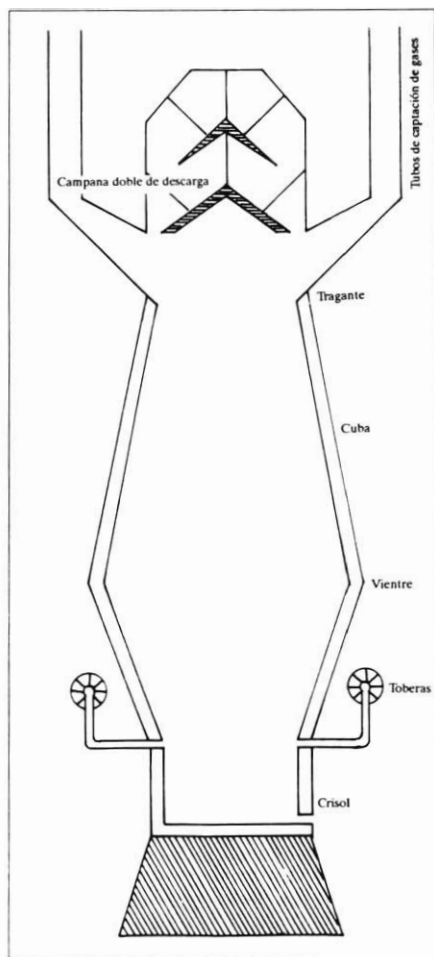


Fig. 9. Alto horno.

velocidad a través de toda la carga del horno. La humedad contenida en el aire, por la influencia de las altas temperaturas y por la acción del carbono, se transforma a H_2 y CO y estos gases se unen con el resto.

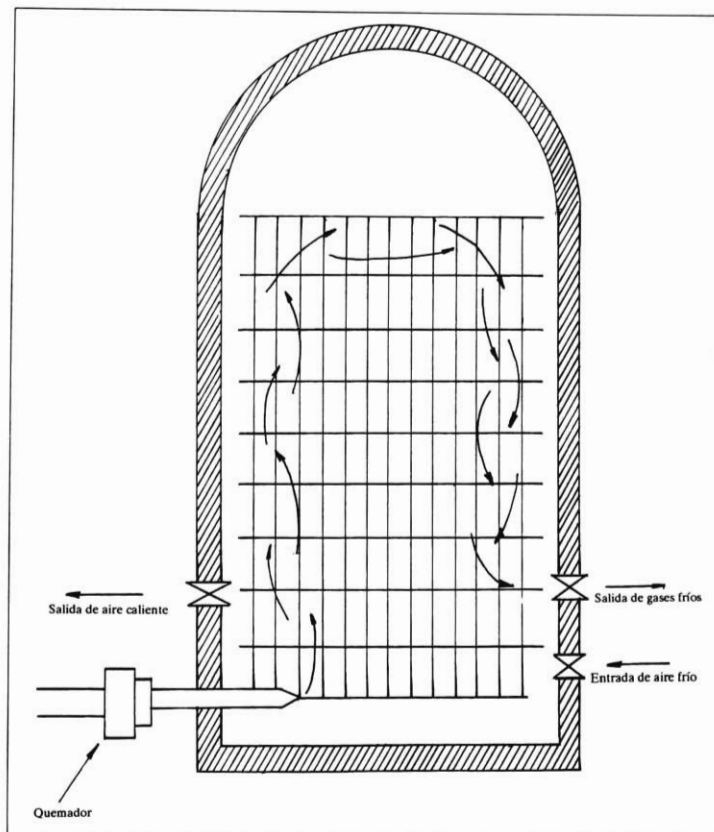


Fig. 10. Regenerador de calor.

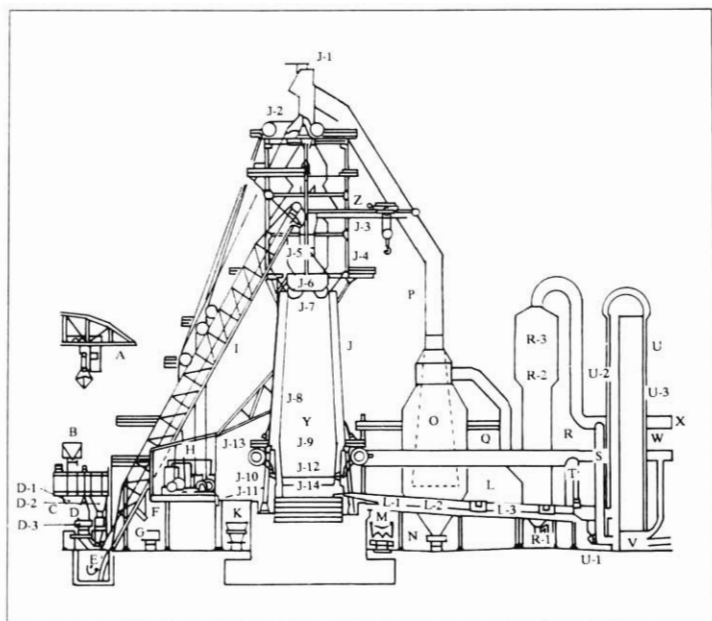


Fig. 11. Esquema seccional de un típico alto horno moderno con su equipo auxiliar. A.- Puente de mineral. B.- Carro de transferencia de mineral. C.- Patio de almacenaje del mineral. D.- Casa de los materiales existentes. D-1.- Tolvas de mineral y caliza. D-2.- Tola del coque. D-3.- Carro de pesaje. E.- Cucharón de carga. F.- Canal de recuperación del polvo de coque. G.- Carro de carga. H.- Malacate del cucharón y campana. I.- Puente del cucharón de carga. J.- Alto Horno. J-1.- Válvula de purga. J-2.- Salida de los gases del tragante. J-3.- Tola de admisión de carga. J-4.- Distribuidor. J-5.- Campana chica. J-6.- Campana grande. J-7.- Nivel de carga. J-8.- Caba. J-9.- Vientre. J-10.- Toberas. J-11.- Orificio de la escoria. J-12.- Crisol. J-13.- Manifold alimentador de aire. J-14.- Orificio del hierro. K.- Cucharón de la escoria. L.- Casa de vaciado. L-1.- Pasante del hierro. L-2.- Desescorador. L-3.- Vaciadero del hierro. M.- Caldero del metal líquido. N.- Carro para el polvo. O.- Colector de polvos. P.- Conducto de tubo descendente. Q.- Línea de aire precalentado al horno. R.- Lavadora de gas. R-1.- Línea de sedimentos al espesador. R-2.- Lavadora de rociado. R-3.- Precipitador eléctrico. S.- Salida del gas al quemado de la estufa. U.- Estufa. U-3.- Cámara de jaquelada. V.- Línea de gas a la cuba. W.- Entrada de aire frío del ventilador. X.- Línea del gas excedente. Y.- Carga del horno compuesto de mineral de hierro, coque y caliza. Z.- Grúa pesante.

Los óxidos de hierro y de otros elementos se reducen en una parte con el carbón sólido (a altas temperaturas) y en su mayor parte con el monóxido de carbono (a temperaturas más bajas). En la reducción toma parte muy activamente el hidrógeno tanto a bajas como a altas temperaturas

siendo ideal a temperaturas altas. El calor necesario a la carga lo suministran los gases calientes circulantes.

La alta temperatura en el crisol del horno facilita no solamente una reducción completa de los óxidos de hierro sino también una reducción parcial de ciertos óxidos que son muy difíciles de reducir como el MnO , P_2O_5 y SiO_2 . Facilita también la fusión completa del arrabio y escoria y su sobrecalentamiento a la temperatura de picada.

El incremento de la temperatura del arrabio propicia que el carbón se disuelva en él. Una temperatura lo suficientemente alta de la escoria facilita el paso del azufre del baño a la escoria y a los gases.

Con la combustión del combustible en una forma gradual y continua en el crisol del Alto Horno y con la fusión de los productos, se libera un espacio al cual baja la siguiente carga ya calentada y en su mayor parte reducida. Con esto al horno se le suministra la siguiente carga en una forma continua.

La carga suministrada por medio de la campana entra al tragante secándose y eliminando las substancias volátiles; a temperatura más elevada los hidratos se descomponen y simultáneamente se inicia la reducción de los óxidos altos de hierro y manganeso a óxidos más bajos.

El inicio de ésta reducción cae en la región de temperaturas relativamente bajas (230 a 300° C), sin embargo para la reducción total a metal se requiere de mucha mayor temperatura.

Con la disolución parcial del carbono y algunos elementos reducidos en el arrabio, la temperatura de fusión de éste último se reduce cayendo el metal en pequeñas gotas al crisol, donde se acumula. La ganga del mineral que quedó de la reducción forma con los materiales formadores de escoria la escoria propiamente dicha, la cual al igual que el metal líquido cae al crisol del Alto Horno. Si la escoria es lo suficientemente básica y activa arrastra la mayor parte del azufre del arrabio. Ambos productos, arrabio y escoria se pican del horno a ciertos intervalos de tiempo.

Los Altos Hornos modernos producen diariamente alrededor de 1 000 a 4 000 toneladas de arrabio. Para esta cantidad se requiere de 2 500 a 8 000 ton. de materia prima por día y 150 000 a 230 000 Nm³ de aire precalentado por hora.

El proceso del Alto Horno se caracteriza por algunas particularidades, las cuales difieren marcadamente de otros procesos metalúrgicos.

1.- El Alto Horno trabaja ininterrumpidamente por algunos años y aun en interrupciones pequeñas se carga continuamente con materia prima, se inyecta aire y se obtiene gas del tragante. El arrabio y la escoria se pican periódicamente.

2.- La reducción del hierro de los minerales, aglomerado y de otros materiales es casi completa. De la escoria se pierde sólo una pequeña cantidad de hierro. El arrabio en estado líquido se separa completamente de la escoria

3.- El sistema de trabajo tipo contracorriente en el Alto Horno asegura un aprovechamiento extraordinario del combustible, normalmente de 75 a 86%. El alto grado de aprovechamiento del calor está sin embargo condicionado al máximo contacto de los gases con la carga.

4.- El carbono del combustible no sólo se utiliza como fuente de calor sino también como medio reductor. Parte del combustible sólido puede ser sustituido, como ya se había indicado, por combustible líquido y gaseoso, inclusive por energía eléctrica.

b) Cambios físico-químicos en la carga del Alto Horno

b.1 Secado de la carga y eliminación de los materiales volátiles

La materia prima destinada al Alto Horno siempre contiene una determinada cantidad de agua ya sea en estado libre o químicamente ligada. En el primer caso el agua puede ser higroscópica absorbida en la superficie, en los poros y grietas, o coloidal.

En el segundo, el agua pasa a la red cristalográfica de los diferentes compuestos en forma de molécula neutral, la cual ocupa en la red un determinado lugar. El agua es también un producto de la descomposición de los minerales durante su calentamiento, los cuales no contienen moléculas neutras de agua, sino iones OH^- .

El agua en estado libre se elimina a temperaturas muy bajas (sobre los 100°C). La temperatura en el tragante es sin embargo mucho más elevada (200 a 400°C) por lo que la humedad higroscópica se elimina con bastante rapidez. Más complicada aún es la eliminación del agua de los sistemas coloidales que requieren de mayores temperaturas y mayores tiempos como es el caso de la limonita. En el coque la humedad es higroscópica por lo que se elimina fácilmente.

Ahora bien, la velocidad de evaporación de la humedad higroscópica influye marcadamente la velocidad de flujo de los gases, la cual en el Alto Horno alcanza velocidades de hasta 20 m/seg o más, mientras no se evapore toda el agua que se encuentra en estado libre, la temperatura de la carga no pasará de los 100°C .

La reacción de la evaporación de la humedad es endotérmica por lo que la temperatura del tragante se disminuye:



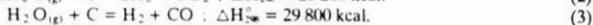
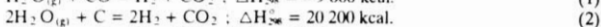
Los materiales volátiles como el CH_4 y el H_2 se encuentran siempre en pequeñas cantidades en el coque. Estas sustancias se empiezan a separar a bajas temperaturas en el tragante, sin embargo la separación termina a temperaturas alrededor de 800°C .

b.2 Descomposición de los hidratos

Los hidratos entran al Alto Horno con los minerales de hierro y manganeso. El principio de descomposición del hidrato $\alpha\text{-FeO}\cdot\text{OH}$ se encuentra entre 260 a 328°C , limonita $\alpha\text{-FeO}\cdot\text{OH}$ + Agua coloidal entre 120 a 300°C y caolinita $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ entre 450 a 500°C .

La caolinita libera también durante su descomposición SiO_2 formándose primera silimanita $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$ y después mullita $3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$. La descomposición de la caolinita termina a temperaturas relativamente altas: 500 a $1\,000^\circ\text{C}$.

El vapor de agua liberado de los hidratos a temperaturas más altas reacciona con el monóxido de carbono y el carbono del combustible (o con el carbono formado de la descomposición del CO) en la siguiente forma:



La reacción (1) transcurre a temperaturas de 450 a 500°C, esto es en la parte superior de la cuba y el calor liberado no puede ser aprovechado. La reacción (2) transcurre en el rango de 500 a 950°C y la reacción (3) a temperaturas mayores de 950°. El gas reductor en todos los casos se enriquece con hidrógeno, el cual sólo puede ser aprovechado a altas temperaturas, esto es durante las reacciones (2) y (3). Durante las reacciones (1) y (2) el gas sin embargo se enriquece simultáneamente con el CO₂ que es indeseable. La reacción (3) que desde el punto de vista de reducción resulta conveniente, es sin embargo fuertemente endotérmica y por lo tanto incrementa el consumo de combustible en el Alto Horno.

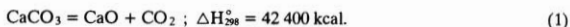
De todo lo anterior se deduce, que todas las reacciones anteriormente mencionadas resultan para el Alto Horno indeseables, por lo tanto los hidratos deben ser limitados al máximo en la carga.

b.3 Descomposición de los carbonatos

En la carga del Alto Horno pueden encontrarse los siguientes carbonatos: caliza CaCO₃, magnesita MgCO₃, dolomita CaMg(CO₃)₂, FeCO₃, MnCO₃, BaCO₃ y otros.

La descomposición de todos los carbonatos mencionados a óxido y CO₂ es una reacción reversible, consumiéndose calor durante su transcurso. En dirección de la descomposición, ésta puede transcurrir cuando la presión parcial del CO₂ en la atmósfera circundante es menor que la presión de disociación del carbonato.

Datos confiables sobre las condiciones de descomposición se conocen sólo en la caliza, la cual con el calor se descompone según la ecuación:



la dependencia de $\log p_{\text{CO}_2}$ en la temperatura está dada por la relación:

$$\log p_{\text{CO}_2} = - \frac{8\,920}{T} + 7.54$$

El principio de la descomposición del CaCO₃ en el aire es de 530°C y en el Alto Horno de 740°C. Esta temperatura disminuye con la presencia de otros compuestos como Al₂O₃ y también con el incremento del flujo de gas.

En el Alto Horno se encontraron los siguientes grados de descomposición del CaCO₃:

En el inicio del tragante 0%, a la mitad de la altura de la cuba 6.5%, en la parte inferior de la misma 35%, y en el vientre 55%.

Las condiciones de la descomposición del CaCO₃ en el Alto Horno son explicadas por el diagrama de Lejbovich (figura 12) donde la curva 1 indica la dependencia de la tensión de disociación en la temperatura, la línea 2 la dependencia de la presión parcial del CO₂ en el gas de la temperatura y la línea 3 la dependencia de la presión total del gas en la temperatura.

En la curva 1, en la región del lado derecho se efectúa la descomposición del CaCO₃, en la región del lado izquierdo la combinación del CaO con el CO₂. En el punto A la tensión de disociación del CaCO₃ se iguala con la presión parcial del CO₂ en el gas del Alto Horno (740°C). Este punto es entonces el principio de la descomposición de la caliza en las condiciones del Alto Horno. Sin embargo, debido a que la descomposición de los trozos del CaCO₃ transcurre gradualmente de la superficie al centro, el CO₂ liberado en alguna de las capas interiores del fragmento deberá buscar

salida hacia la capa exterior. Si todos los canales se llenan con este CO_2 , entonces por la influencia de la elevada temperatura, la presión parcial del CO_2 crecerá a un valor mayor que en el interior del fragmento (según el diagrama hasta 1 at. a 900°C) y tan solo en estas condiciones el CO_2 puede unirse con la corriente de gas. De lo anterior se deduce que la descomposición del CaCO_3 será retardada mientras que la presión del gas en el Alto Horno será mayor que la tensión de disociación de la caliza; esto es del punto A al punto B. La descomposición de la caliza transcurrirá solamente en los límites de difusión del CO_2 de las capas interiores a la atmósfera circundante.

En el punto B (960°C y 2.15 at. de presión del gas) denominado punto de ebullición química del CaCO_3 se obtiene una descomposición intensiva del CaCO_3 .

La temperatura de ebullición química de la caliza será mayor mientras mayor sea la presión del gas en el Alto Horno. La velocidad de la corriente de gas influye en forma contraria. Debido a que

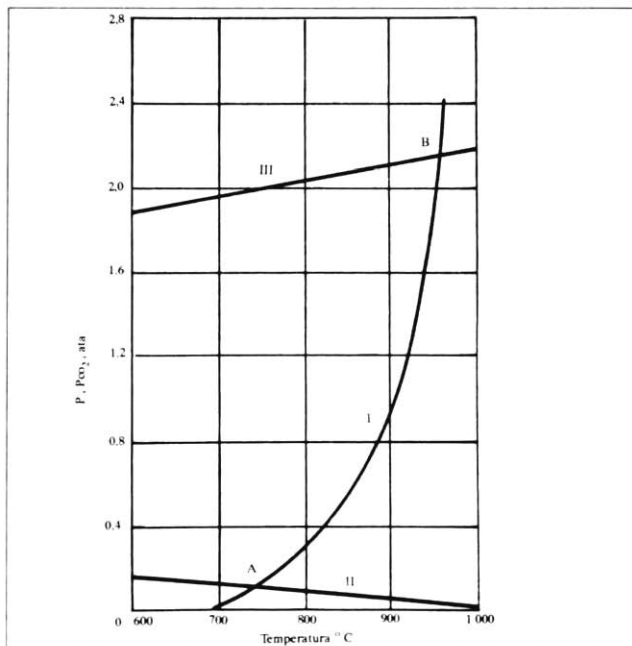


Fig 12- Dependencia de la presión de disociación de la caliza de la temperatura y las condiciones de su descomposición en el Alto Horno.

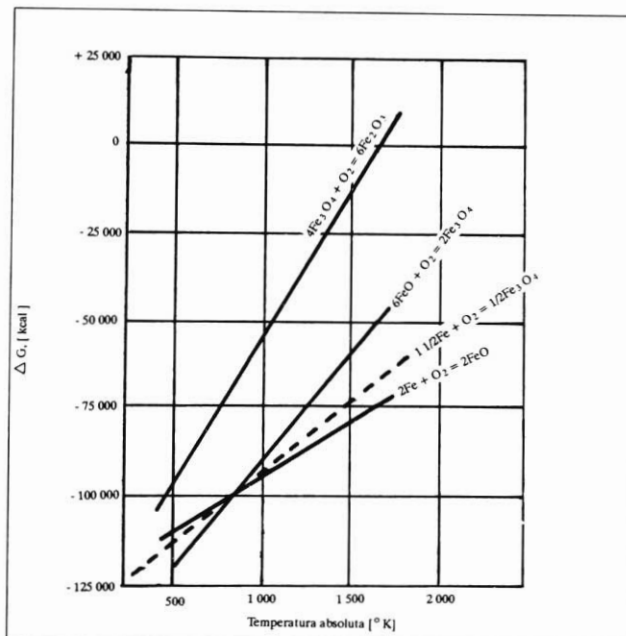


Fig. 13.- Dependencia de los cambios del potencial termodinámico de la temperatura durante las reacciones indicadas en la gráfica.

la caliza conduce mal el calor, sus grandes tamaños se descomponen a temperaturas mayores que la que se indica en el punto B. Bajo estas condiciones se puede observar la caliza no desintegrada en la región de las toberas; esto es en la región de temperaturas de 1 700 a 1 900°C.

La caliza tiene un punto de ebullición química en el aire de 900°C. En la magnesita este punto se encuentra entre 570 a 650°C. La dolomita se descompone en 2 etapas: a 730-740°C y a 900-910°C.

El bióxido de carbono, liberado de los carbonatos a temperaturas mayores de 850°C se descompone con el carbono según la reacción:



La reacción por ser endotérmica se apoya en las altas temperaturas. Aproximadamente de 2/3 a 3/4 del CO_2 liberado de la descomposición del CaCO_3 en el Alto Horno reacciona con el carbono, según la reacción (2) incrementando considerablemente el consumo de combustible.

A. N. Ramm calculó que por cada kg. de caliza que se sustituye por aglomerado básico dentro de la carga del Alto Horno se tiene un ahorro de coque de 0.35 a 0.40 kg. Estos datos teóricos concuerdan muy bien con los resultados prácticos.

De todo lo anterior se deduce la extraordinaria ventaja que acarrea la utilización del aglomerado básico en la carga del Alto Horno. Si por alguna causa u otra es necesario procesar caliza pura, entonces esta no deberá encontrarse en tamaños demasiado grandes. El tamaño más conveniente de caliza, tomando en cuenta la alta temperatura necesaria para su descomposición y la seguridad de crear las condiciones adecuadas para el flujo del gas en el Alto Horno, se encuentra entre 30 y 40 mm.

b.4 Reducción del hierro de sus óxidos

Los procesos de reducción que transcurren en el Alto Horno se analizan desde el punto de vista de la termodinámica y de la cinética química.

El análisis termodinámico de las reacciones nos sirve para determinar de composición de los reductores así como su presión y temperatura bajo las cuales el proceso comienza a transcurrir.

La termodinámica se ocupa entonces del establecimiento de las condiciones mínimas para el transcurso de una reacción dada y del estado de equilibrio de la reacción. Sin embargo desde el punto de vista de la técnica de producción es mucho más importante el análisis de la cinética de la reacción, tomando en cuenta los conocimientos termodinámicos.

La reducción de los óxidos es un proceso químico, durante el cual el oxígeno se combina con otra sustancia con mayor afinidad a él que el elemento con el que previamente se encuentra combinado.

La afinidad química del oxígeno se cataloga de acuerdo ya sea con los valores de las presiones de disociación de los óxidos formados (a una temperatura dada) o de acuerdo con los valores del trabajo estandar útil máximo A_p , que el sistema entrega a su alrededor durante la formación de éstos óxidos. Las reacciones durante este trabajo representan un proceso reversible, isotérmico-isobárico.

Debido a que el trabajo estandar máximo útil A_p es el valor contrario del potencial termodinámico G , la afinidad química de los elementos hacia el oxígeno se explica con el valor de los cambios del potencial termodinámico ΔG . A mayor valor negativo ΔG , mayor es la afinidad química de los elementos en el compuesto. Si el valor de ΔG es positivo, la formación de un compuesto, desde el punto de vista termodinámico, resultará muy poco probable.

En la figura 13 observamos la dependencia de los valores ΔG en la temperatura durante la formación de los óxidos de hierro. El valor de ΔG crece con la temperatura (el trabajo estandar máximo útil disminuye).

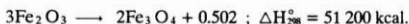
De todos los óxidos de hierro el menos estable es el Fe_2O_3 , el cual a 1565°K (1383°C) se disocia en Fe_3O_4 y Oxígeno. El Fe_3O_4 formado de la combinación de FeO y oxígeno es a temperaturas por arriba de 843°K (570°C) menos estable que el óxido formado de la combinación de hierro y oxígeno.

Aún mas estable es el FeO . A temperaturas menores de 843°K esto resulta al contrario: el más estable es el Fe_3O_4 formado de la combinación del FeO con el oxígeno. De todo esto se deduce que a temperaturas menores de 570°C el Fe_3O_4 por la acción del reductor pasará directamente al hierro, mientras que a temperaturas mayores de 570°C se reducirá primero en FeO y después a hierro.

por debajo de 570°C: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \longrightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \longrightarrow \text{Fe}$
 por arriba de 570°C: $\text{Fe}_2\text{O}_3 \longrightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \longrightarrow \text{FeO} \longrightarrow \text{Fe}$

Los principales reductores en el Alto Horno son el CO, H₂ y C, los cuales toman parte en la reducción en una medida diferente. Entre los reductores es necesario considerar también algunos elementos reducidos como el silicio y manganeso; sin embargo durante los procesos en el Alto Horno estas reducciones resultan sin importancia.

El cambio del Fe₂O₃ a Fe₃O₄ se realiza por la disociación:



La constante de equilibrio de esta reacción sería:

$$K_p = \frac{(\text{Fe}_3\text{O}_4)^2 \cdot p_{\text{O}_2}^{0.5}}{(\text{Fe}_2\text{O}_3)^3} = p_{\text{O}_2}^{0.5}$$

La disociación del Fe₂O₃ transcurrirá bajo aquellas condiciones en que la presión de disociación del Fe₂O₃ sea a una temperatura dada mayor que la presión parcial del oxígeno en el medio que lo rodea. La dependencia de la presión de disociación en la temperatura está, para la reacción dada, planteada así:

$$\log K_p = \log p_{\text{O}_2} = - \frac{30\,800}{T} + 17.9$$

Debido a que la presión parcial del oxígeno en el aire es de 0.21 atm entonces para la disociación del Fe₂O₃ en el aire debe cumplirse la condición:

$$\log p_{\text{O}_2} \geq \log 0.21$$

Resolviendo la ecuación se obtiene la temperatura de inicio de la de composición del Fe₂O₃ en el aire:

$$- \frac{30\,800}{T} + 17.9 \geq \log 0.21$$

$$T = 1\,658^\circ\text{K} = 1\,385^\circ\text{C}$$

En el Alto Horno la presión parcial del oxígeno en el gas es menor que en el aire y los gases circulan también a gran velocidad, de manera que la disociación del Fe₂O₃ en el Alto Horno se realiza a temperaturas más bajas. Esta temperatura se reduce más adelante con la presencia de CO y H₂, sin embargo en este caso es necesario hablar ya de reducción.

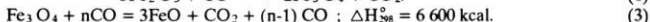
b.5 Reducción con monóxido de carbono

Durante esta reducción se obtiene CO_2 , y ya que el CO se forma indirectamente del carbono del combustible, a esta reducción se le denomina reducción indirecta.

A temperaturas menores de 570°C transcurren las siguientes reducciones:



A temperaturas mayores de 570°C el transcurso de la reducción es diferente.



Con excepción de la reacción (1) es necesario cierto exceso del reductor para que el proceso de reducción transcurra, explicando con los valores de m, n, p . Mientras que la reacción (1) es irreversible, todas las demás pueden, bajo ciertas condiciones, transcurrir en dirección contraria. El Fe_3O_4 no se oxida en una atmósfera si contiene CO_2 , mientras que el FeO y Fe se oxidan fácilmente.

Para impedir esta oxidación, se debe de asegurar un exceso de reductor. El Fe_2O_3 a una temperatura de $1\,000^\circ\text{K}$ (727°C) se reduce a Fe_3O_4 por la mezcla gaseosa, conteniendo solamente 1 % CO (99 % CO_2), mientras que para la reducción del FeO a Fe y del Fe_3O_4 a FeO o Fe se tiene mucha mayor concentración de CO que CO_2 .

Ya que la reducción de los óxidos de hierro por el monóxido de carbono transcurre sin cambio en el volumen de los gases, se puede considerar a la presión como una cantidad invariable y para establecer las condiciones del estado de equilibrio de la reacción basta con conocer dos condiciones: temperatura y composición de la mezcla gaseosa.

Si una de estas condiciones es constante, cambia solamente la segunda, ya sea la temperatura o composición de la mezcla gaseosa. El diagrama del estado de equilibrio de las reacciones 1 hasta la 4; se ilustra en la fig. 14.

Con las curvas de equilibrio el diagrama se divide en 4 partes: Fe , FeO , Fe_3O_4 , Fe_2O_3 . Cada punto en cualquier lugar sobre una curva dada corresponde a una determinada composición de equilibrio y a una temperatura de la mezcla gaseosa. Los puntos entre curvas explican un estado de no equilibrio y la reacción transcurrirá siempre hacia el lado de formación de aquella sustancia que determina la zona.

Si la reacción $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ transcurre de izquierda a derecha será exotérmica y en dirección contraria, endotérmica.

De acuerdo al principio de Le-Chatelier el incremento de temperatura favorece a la reacción endotérmica, esto es la oxidación del hierro.

Otra cosa sucede con la reacción $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$ la cual en el sentido de la reducción es endotérmica y su desarrollo será favorecido por el incremento de temperatura. Por eso la curva de equilibrio de la reducción del FeO debe seguir con el incremento de temperatura, una disminución del CO_2 y aumento del CO ; mientras que en la curva de equilibrio de la reducción del Fe_3O_4 a FeO será al contrario.

Ahora bien, la curva de equilibrio de la reacción $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} = 3\text{FeO} + \text{CO}_2$ con el aumento de temperatura se orienta hacia abajo con concentraciones más bajas de CO y concentraciones mayores de CO_2 . Sin embargo en el Alto Horno las condiciones son contrarias ya que con el

aumento de temperatura aumenta el CO y disminuye el CO₂. Por tal motivo el Fe₃O₄ se reduce con mucha dificultad en las partes altas del horno, esto es a más bajas temperaturas y en su mayor parte es reducido a altas temperaturas junto con el FeO) por el carbono sólido. La experiencia en el procesamiento de minerales de magnetita que requieren de altas temperaturas en el crisol del horno, confirman lo expuesto.

Por otro lado la curva de equilibrio de la reacción $\text{FeO} + \text{CO} = \text{Fe} + \text{CO}_2$ con un incremento de temperatura se orienta hacia arriba aumentando el contenido de CO. Sin embargo aun a temperaturas de 950 a 1 000 °C no se alcanza la concentración necesaria de CO por lo que una cantidad considerable de FeO permanece todavía sin reducir. En ambos casos la reducción se termina con el carbón a temperaturas elevadas, denominándose por tal razón, reducción directa.

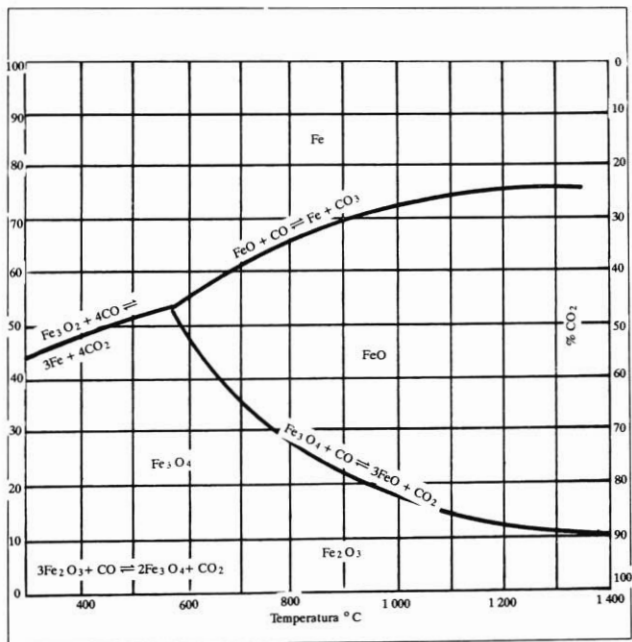


Fig. 14.- Dependencia de la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa de la temperatura durante la reducción de los óxidos de hierro con el CO.

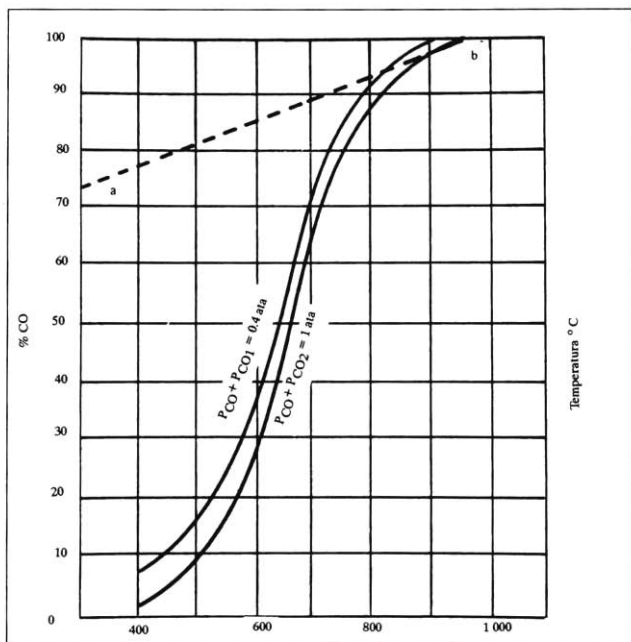


Fig. 15.- Dependencia de la composición de equilibrio del gas de la temperatura para las reacciones $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ a dos presiones diferentes.

En el Alto Horno se tiene siempre un exceso de carbono, reacciona a temperaturas mayores de 850°C con los productos de la reducción indirecta (CO_2):



Suponiendo una presión constante, la reacción transcurrirá de izquierda a derecha con un incremento de la temperatura. Sin embargo, debido a que en el transcurso de la reacción cambia el volumen de los componentes gaseosos, tiene influencia la presión en su desarrollo. Con un aumento de la presión se favorece el transcurso de la reacción de derecha a izquierda esto es en dirección a la reducción del volumen de gas. La relación CO/C disminuye entonces con un incremento de la presión y viceversa.

En la figura 15 se ilustran las curvas de equilibrio de la reacción $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ para 2 presiones $p_{\text{CO}} + p_{\text{CO}_2} = 1 \text{ atm. y } 0.4 \text{ atm.}$

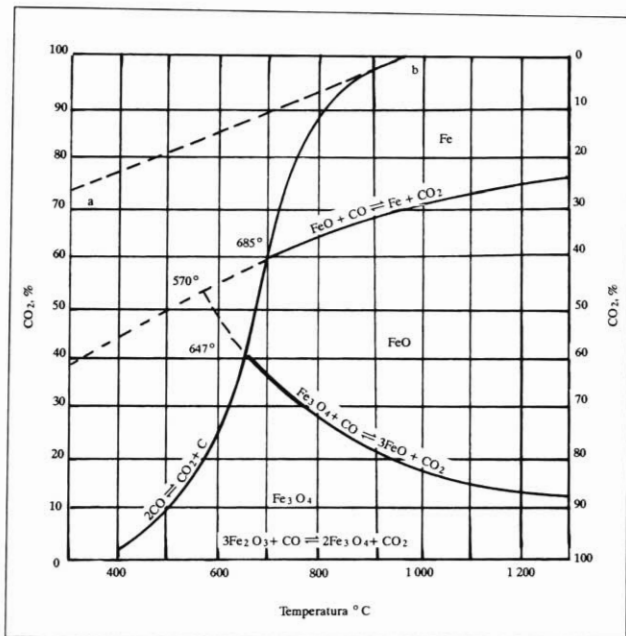
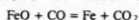
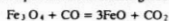


Fig. 16.- Dependencia de la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa de la temperatura para las reacciones:



Cada punto que descansa fuera de trayectoria de las curvas, representa la temperatura y presión dada una composición de no equilibrio de la mezcla de gases. El lado izquierdo de las curvas es la región donde se tiene el transcurso de la reacción de derecha a izquierda; esto es $2\text{CO} = \text{CO}_2 + \text{C}$ (reacción de Bell) y en la región de la derecha transcurre la reacción $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ (reacción de Boudard).

Si se indica en la gráfica de la fig. 15 la composición real de los gases CO y CO₂ (contenidos en el gas del tragante) a 300°C con el punto *a* y a 950°C con el punto *b* entonces tendremos una línea análoga a la línea 2 de la fig. 12 explicando la dependencia de la composición real de los gases del tragante (suponiendo que $\text{CO} + \text{CO}_2 = 100\%$) de la temperatura.

Unificando los diagramas de la fig. 14 y 15 en uno solo se tiene el indicado en la fig. 16. La curva de equilibrio de la reacción $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$ está trazada con la suposición de que $p_{\text{CO}} + p_{\text{CO}_2} = 1$



Las consideraciones que se hagan en este diagrama de la fig. 16 son válidas siempre y cuando se repare en que se ha alcanzado la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa y en el caso de que no se llegue durante la reducción a la formación de soluciones sólidas. Debido a que estas condiciones no se mantienen en el Alto Horno, se puede llegar a la reducción del Fe_3O_4 y FeO y a temperaturas aun menores de 647 y 685°C.

b.6 Reducción de los óxidos de hierro con carbón contenido en el coque

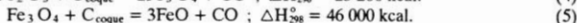
Considerando que a temperaturas menores de 850 a 950°C no se alcanza la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa en el Alto Horno, podríamos estimar permisible el transcurso de una reducción indirecta del FeO hasta cierto punto. El CO_2 como producto de la reducción no puede a estas temperaturas menores, reaccionar intensamente con el carbono y sale del Alto Horno junto con los demás gases.

Por arriba del límite de temperatura mencionada el CO_2 formado reacciona con el carbono muy intensamente y la reducción indirecta del FeO puede transcurrir sin exceso de CO . El transcurso de la reducción del FeO cabe en este caso representarlo en la siguiente forma:



El resultado es la reducción del FeO con el carbono y el producto es el CO . La reducción, durante la cual el reductor es el carbono y el producto de la reducción el CO es considerada como directa.

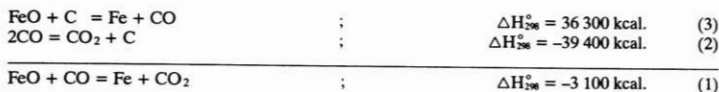
Algunos autores consideran también la reducción directa del Fe_2O_3 y Fe_3O_4 .



El alcance de estas reacciones, en caso de que sucedan, sería muy limitado, por la razón de que a temperaturas más bajas cuando aún los óxidos prereducidos se encuentran en estado sólido, la superficie de reacción de estos óxidos y del coque es muy pequeña. El contacto mayor se alcanza cuando el material reducido pasa a estado líquido y la superficie de reacción aumenta. En este caso sin embargo, ya la mayor parte del Fe_2O_3 y Fe_3O_4 se ha reducido a FeO .

El carbono obtenido de la descomposición del CO resulta un reductor mucho más efectivo que el carbono del coque. Anteriormente a este carbono se le consideró como amorfo, sin embargo en la realidad tiene una estructura cristalina fina.

La reacción $2\text{CO} \longrightarrow \text{CO}_2 + \text{C}$ transcurre intensamente a temperaturas de 500 a 650°C, fundamentalmente en los poros y pequeñas grietas del mineral donde el carbono formado puede participar en la reducción. El CO como producto de la reducción directa se descompone de nuevo en CO_2 y carbono.



En este caso la reacción total es una reducción indirecta. La descomposición del CO a más bajas temperaturas cabe considerarla como eslabón de la reducción indirecta, por supuesto que independientemente del transcurso de la reducción indirecta con el monóxido de carbono.

Podemos decir entonces que la reducción directa puede transcurrir ya sea a altas temperaturas con el carbono del coque o a temperaturas más bajas por conducto de la fase gaseosa.

Las conclusiones de lo anteriormente expuesto se pueden resumir en lo siguiente:

1.- Los óxidos de hierro a temperaturas menores de 570°C se reducen en el Alto Horno en una cantidad muy limitada.

2.- A temperaturas de 800 hasta 950°C la mayoría de los altos óxidos de hierro se reduce solamente a FeO y preferentemente por reducción indirecta.

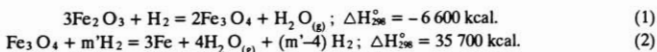
3.- La mayor parte del FeO y gran parte del Fe_3O_4 se reduce por la forma directa a temperaturas mayores de 800 a 950°C.

Es necesario agregar que sólo parte de los óxidos de hierro se reduce en estado libre y la otra parte forma entre sí, en diferentes proporciones, soluciones sólidas. El gas reductor entonces acciona sobre el Fe_2O_3 y Fe_3O_4 libre, después sobre el Fe_3O_4 en solución sólida y finalmente sobre el FeO. Ya que la reducción del Fe_3O_4 en solución sólida y del FeO por el gas resulta muy difícil de realizar, la mayor parte de ellos se reduce a temperaturas altas por reducción directa.

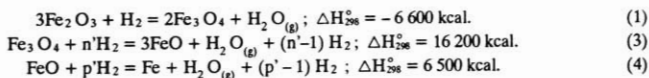
b.7 Reducción de los óxidos de hierro con el hidrógeno

De acuerdo con los valores de los cambios del potencial termodinámico durante la formación de los óxidos de hierro (fig. 13), cabe dividir la reducción de los óxidos de hierro por el hidrógeno en dos zonas de temperaturas: a 570°C y por arriba de 570°C.

A temperaturas por abajo de 570°C transcurren las siguientes reacciones:



A temperaturas mayores de 570°C:



De estas reacciones se observa que la reducción es semejante a la realizada con el monóxido de carbono, sin embargo los contenidos de calor son diferentes. Esta diferencia se observa en la fig. 17.

Con excepción de la reacción (1) todas las curvas de equilibrio de la reducción por el hidrógeno indican que con un incremento de la temperatura disminuye el contenido de hidrógeno en la mezcla gaseosa en equilibrio.

El incremento de la temperatura favorece entonces el transcurso de reacción en el sentido de la

reducción del Fe_3O_4 y FeO . El hidrógeno en exceso necesario, marcado con los coeficientes m' , n' , p' con el incremento de la temperatura, disminuye.

Los puntos donde se cruzan las curvas de equilibrio en la parte central del diagrama corresponden a la temperatura de 810°C e indican el límite durante el cual cambia la capacidad reductiva del hidrógeno en comparación con la capacidad reductiva del monóxido de carbono. A temperaturas menores de 810°C el reductor más efectivo es el monóxido de carbono y a temperaturas mayores de 810°C el más efectivo es el hidrógeno.

Durante la reducción con el hidrógeno el producto de la reacción es el vapor de agua, el cual a temperaturas más bajas puede reaccionar con el CO y a temperaturas altas reacciona siempre con el carbono. Por eso la reducción con hidrógeno no se manifiesta en el resultado final:



ó:



Análogamente cabe escribir la reacción de reducción tanto para el Fe_3O_4 como para el Fe_2O_3 .

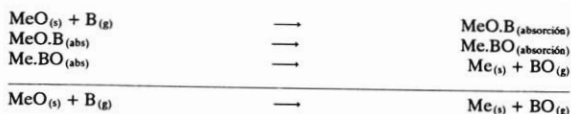
El contenido de carbono en el gas del tragante del Alto Horno en condiciones normales de operación se encuentra entre 2 a 3% cambiando muy poco. El grado de reducción con el hidrógeno no es adecuado obtenerlo del análisis del gas. El contenido de hidrógeno en el gas crece sólo sobrehumedeciendo al aire o inyectando al crisol un combustible con hidrógeno (gas de coquería) o liberándolo (gas natural). En estos casos el contenido de hidrógeno en el gas del tragante puede alcanzar valores de hasta un 5%.

b.8 La cinética de la reducción de los óxidos de hierro por los gases

La reducción de los óxidos de hierro por los gases es un proceso complicado y heterogéneo que es dividido en varios que se accionan entre sí y transcurren simultáneamente.

De acuerdo con la teoría de absorción desarrollada por G.I. Chufarov el proceso de reducción se realiza en 3 fases:

- 1.- El gas reductor B se absorbe en la superficie del óxido MeO
- 2.- El oxígeno del óxido se libera y pasa a las moléculas absorbidas del gas reductor B para formar un gas nuevo B_2O y el enrejado de una nueva fase sólida.
- 3.- El producto de la reducción B_2O se desprende (desabsorbe) de la superficie de la sustancia sólida. Este mecanismo cabe indicarlo de la siguiente manera:



Por el principio de la teoría de absorción de los procesos de reducción existe la opinión de que la reducción se realiza solo en la superficie de contacto de dos fases. Estas superficies son numerosas aun en el interior de los fragmentos de mineral; por tal razón la reducción se realiza en toda la masa.

Esta teoría, sin embargo, cabe utilizarla sólo en la explicación de los diversos factores que influyen en la velocidad del proceso en el campo de la cinética. En las condiciones del Alto Horno donde los gases circulan a gran velocidad, esta teoría no ha tenido la suficiente aceptación.

V. G. Manchinskij y sus colaboradores se interesaron por el mecanismo de los procesos de reducción y llegaron a la conclusión de que el proceso se compone de tres etapas fundamentales:

1.- Difusión externa de cambio de materia: esto es, admisión del gas reductor del medio de reacción hacia la superficie externa de la materia reducida y salida de los productos de la reacción.

2.- Difusión del reductor a los poros de la materia reducida y por la superficie de los productos sólidos de reacción, los cuales se forman en la superficie interna de los poros, así como la difusión de los productos gaseosos de la reacción a la superficie exterior.

3.- Cambios cristalográficos, incluyendo la absorción del reductor por la superficie de reacción, acción recíproca de las moléculas del reductor con la materia sólida (óxido), reconstrucción de las redes cristalinas y desprendimiento (desabsorción) de los productos de la reducción.

Los factores básicos, que influyen en la velocidad de reducción son ya sean las propiedades del gas reductor (temperatura, presión, composición química inicial, cantidad y exceso de gas relacionado a su cantidad estequiométrica, etc.), ya sean las propiedades de la materia reducida (superficie de los poros, caracter, tamaño de partícula, cantidad y método de separación de la ganga, composición mineralógica del óxido, etcétera).

La influencia de cada uno de los factores mencionados en la velocidad de reducción depende, en el régimen de la cinética, del proceso.

El régimen de la difusión interna se caracteriza más bien por la mayor velocidad de la difusión externa y cambios cristaloquímicos que por la mayor velocidad posible de difusión de la fase gaseosa a los poros de la materia y por la capa de los productos sólidos en la superficie de los poros a una condición dada.

El régimen cinético del proceso se caracteriza más bien por una mucho mayor velocidad de difusión externa y difusión de la fase gaseosa por la capa de los productos sólidos que por la mayor velocidad posible de las transformaciones cristaloquímicas a una condición dada.

El régimen de difusión externa del proceso se caracteriza más bien por la mucho mayor velocidad de difusión de los gases por la capa de los productos sólidos o por la velocidad de las transformaciones cristaloquímicas, que por la velocidad de difusión externa.

El régimen de flujo del proceso es aquel, durante el cual hay suficiente tiempo para alcanzar el estado de equilibrio entre los gases y los óxidos reducidos, o un estado cercano al equilibrio.

En esos casos donde la velocidad real o la mayor posible de algunas de las fases básicas son aproximadamente iguales, se le conoce como *régimen de transición*.

La velocidad del proceso en la zona de difusión interna cambia por diversas influencias de acuerdo con leyes que se relacionan con la difusión de los gases en los poros y por la capa de productos que cubren la superficie de la materia sólida. La velocidad del proceso en la zona cinética está dirigida por las leyes de los cambios cristaloquímicos. En la región de difusión externa son leyes

por las cuales se apoya la velocidad de difusión de la fase gaseosa en el medio de reacción, y en la región de flujo por las leyes de equilibrio de la mezcla gaseosa la cual se encuentra en contacto con los óxidos.

La velocidad del proceso en la región de transición se rige por aquellas leyes que se relacionan con la velocidad de las dos etapas correspondientes.

Durante la reducción de los óxidos de hierro por los reductores gaseosos, tienen mayor significado el régimen de difusión interna y el régimen de flujo. Es por eso que los minerales y sobre todo el aglomerado se caracterizan por la gran superficie en sus poros y por eso, en condiciones muy alejadas del estado de equilibrio, se desarrolla el proceso en la región de difusión. A altas temperaturas el gas alcanza su composición de equilibrio y el proceso se gobierna por las leyes que son válidas para la región de flujo.

Debido a que la velocidad de difusión de los gases en los poros pequeños de los minerales y aglomerado es siempre mucho menor que la velocidad de difusión entre los granos individuales, estos es en la región externa de los granos, no se toma en cuenta el régimen de difusión externa.

El régimen cinético es posible sólo a temperaturas lo suficientemente bajas en la etapa inicial del proceso, cuando las pequeñas capas de los productos sólidos de reducción en la superficie de los óxidos y en la superficie interna de los poros más grandes es aún tan delgada que no existe impedimento a la difusión de los gases para la reducción de los óxidos.

En cuando el grado de reducción sobrepasa el límite de 0.2 a 0.5%, el proceso pasa de la región cinética a la región de difusión interna.

Para poder estudiar qué influencias existen en la velocidad de los procesos de reducción, es necesario conocer las leyes sobre la velocidad de difusión de los gases.

La difusión de los gases en los poros del mineral reducido cambia en relación con el diámetro de los poros y ya que la difusión influye fundamentalmente en la velocidad de reducción, el tamaño de los poros es un factor importante que influye en la velocidad del proceso de reducción por el reductor gaseoso.

En los poros, cuyo diámetro sobrepasa en mucho a la trayectoria media libre de la molécula (esto es la distancia media entre las coaliciones individuales de las moléculas) del gas, la velocidad de difusión crece con el aumento de temperatura y no depende de la presión. La influencia de la temperatura en la velocidad de difusión en estas condiciones está dada por la relación:

$$v = 0.01FD \frac{760T^{m-1}}{R273.2^m} \frac{c_2 - c_1}{\ell} \quad (1)$$

Donde: v = velocidad de difusión (gmol/seg)

F = superficie (denominada frente de difusión en cm^2)

D = coeficiente de difusión a 0°C y 760 mm de presión (cm^2/seg)

R = coeficiente universal de los gases (8.3146×10 ergs/grad mol)

T = temperatura ($^\circ\text{K}$)

c_1, c_2 = concentración del gas difundándose (gmol/cm^3)

ℓ = espesor de la capa porosa (cm)

m = exponencial que depende de la temperatura ($m = 1.5$ a 2 y con un aumento de la temperatura se aproxima a 1.5)

En los poros cuyo diámetro es menor que la trayectoria media libre de la molécula del gas reductor, la velocidad de difusión crece con el aumento de la presión del gas y está dada por la relación:

$$v = FD_M \frac{C_2 - C_1}{l} \quad (2)$$

Donde: $D_M = \frac{8}{3} r_{ef} \sqrt{\frac{RT}{2\pi M}} = \frac{2}{3} ur_{ef}$
 r_{ef} = radio efectivo de los poros en cm.
 M = peso molecular del gas.
 u = velocidad media aritmética de movimiento de las moléculas (cm/s)

La trayectoria media libre de las moléculas se puede obtener de la relación:

$$L = 8.589 \times 10^8 \frac{\eta}{p} \sqrt{\frac{T}{M}} \quad (3)$$

Donde: L = trayectoria media libre de las moléculas (A)
 η = viscosidad dinámica (poise)
 p = presión del gas (mm Hg)

En los poros cuyo diámetro concuerda con el diámetro de las moléculas de los gases se obtiene una difusión activada. Su velocidad puede calcularse de acuerdo con la relación:

$$v = SK \frac{\Delta p}{1} \quad (\text{cm}^3/\text{seg})$$

Donde: S = superficie total de la pared porosa (cm^2)
 Δp = diferencia entre las presiones parciales del gas en ambos lados de la pared porosa (mm de Hg)
 K = coeficiente de permeabilidad, esto es el volumen de gas que difunde en 1 seg. la superficie de la pared de 1 cm^2 y espesor de 1 mm durante la diferencia de las presiones parciales de 1 cm de Hg (cm^3)

b.9 Reducción del silicio, manganeso y fósforo

Reducción del Silicio:

Cada constituyente de la carga del Alto Horno contiene SiO_2 ya sea en estado libre o ligado en forma de silicatos.

El SiO_2 tiene una presión de disociación pequeña y por eso se reduce muy difícilmente. Con el monóxido de carbono no se reduce y a 1500°C el contenido de equilibrio del CO_2 en la mezcla gaseosa es de 0.02%. La reducción del SiO_2 por el hidrógeno se inicia de 1350 a 1500°C y el contenido de agua en la mezcla de equilibrio es de 0.12% a 1500°C .

En presencia del hierro la temperatura de inicio de la reducción disminuye de 1500 a 1300°C . La reducción del SiO_2 con el carbono transcurre en dos etapas:



El óxido de silicio a temperaturas por abajo de 1 500°C se descomponen en SiO₂ y Si.



En presencia del hierro a presión normal el SiO₂ comienza a reducirse por el grafito a una temperatura de alrededor de 1 100°C formándose FeSi. La reducción con el carbono disuelto en el arrabio se inicia a una temperatura de 1 330 a 1 550°C. La velocidad de reducción es proporcional a la temperatura y a la concentración del carbono en el arrabio.

El hierro de los carbonatos de hierro y calcio comienza a reducirse a 1 400-1 500°C. A esta temperatura pasa al arrabio sólo el 0.2 a 0.7% de silicio y un mayor grado de reducción requiere mayores temperaturas y tiempos más largos de acción del reductor. A una temperatura de 1 600°C de una escoria sintética se reduciría solamente el 3% de Si en tiempos más largos.

La reducción del silicio requiere una alta temperatura y un incremento en el consumo de combustible. Se calcula que en la reducción de cada 1% de silicio que pasa al arrabio se consume aproximadamente un 10% más de coque. Después de obtener el contenido de 18 a 20% de silicio en el arrabio, un incremento mayor en el consumo de coque queda sin efecto y por tal razón el contenido de silicio en el ferrosilicio del Alto Horno está limitado dentro del rango mencionado. Debido a que la proporción de combustible a mineral es en este caso muy alto, el calor de los gases no se aprovecha totalmente y los gases salen del tragante a una temperatura relativamente alta de 750°C.

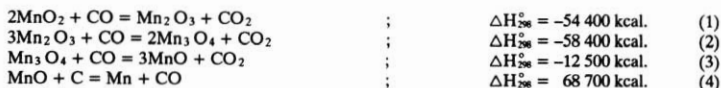
Para que a esta temperatura no se destruya la instalación en el tragante, los gases se enfrían con agua. Debido a que durante la producción de ferrosilicio se tiene una muy alta temperatura en todo el Alto Horno ya que muy rápidamente se destruye el revestimiento y la coraza enfriada con agua, esta aleación se produce sólo en los Altos Hornos destinados a paros o a su eliminación de la operación.

En los Altos Hornos, sin embargo, comúnmente se produce arrabio para fundición con un contenido de silicio de hasta 4% y durante su producción es indispensable no sólo un incremento en el consumo de coque sino también una escoria marcadamente ácida. Con una escoria demasiado ácida no cabe sin embargo trabajar ya que un aumento en el consumo de coque significa una mayor cantidad de azufre en la carga y el paso del azufre a la escoria requiere precisamente una condición de suficiente basicidad. Por tal motivo en semejante caso se escoge una basicidad en la escoria de 0.9 a 1.0 y un mayor contenido de Al₂O₃ representa un regulador definido tanto del contenido de silicio en el arrabio, como la temperatura en el crisol. Un mayor contenido de este compuesto aumenta la cantidad total de la escoria, lo que tiene significado durante el crecimiento brusco de la temperatura en el crisol. En tal caso un aumento del contenido de Al₂ genera un aumento en la temperatura de fusión de la escoria impidiendo un exceso en la reducción del silicio.

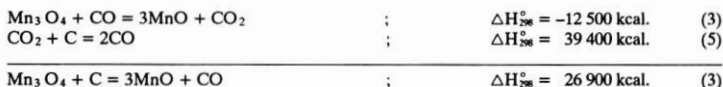
La reducción del silicio es pues apoyada por un incremento específico en el consumo de combustible, alta temperatura en el crisol del Alto Horno (generada no sólo por un aumento en el consumo de combustible, sino también por la alta temperatura del aire), baja basicidad de la escoria e incremento en su volumen. Durante la producción de arrabio con mayor contenido de silicio es importante también la escoria de difícil fusión.

Reducción del Manganeso

El manganeso forma con el oxígeno el MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 y MnO de los cuales el más estable es el MnO . Mientras que todos los altos óxidos de manganeso se reducen con gas, el MnO se reduce a altas temperaturas con el carbono. Las reacciones correspondientes son:



Debido a que la reducción indirecta de los óxidos más altos de manganeso se encuentra acompañada de la liberación de una marcada cantidad de calor, se incrementa la temperatura del gas en el tragante del Alto Horno, lo que se manifiesta fundamentalmente en la producción de ferromanganeso de los minerales ácidos, sobre todo del MnO_2 . A altas temperaturas en la parte superior de la cuba el CO_2 se reduce y la reducción final del Mn_3 es directa:



En una forma semejante como en la reducción con CO cabe escribir la reacción con hidrógeno:



Como se ve, las reacciones (7), (8) y (9) son exotérmicas y sólo la reacción (10) es endotérmica. La mezcla gaseosa de equilibrio durante la reducción del MnO con el hidrógeno a $1\,400^\circ\text{C}$ contiene 0.16% H_2O y a $1\,500^\circ\text{C}$ 0.1% H_2O . Sin embargo en el gas del Alto Horno se tiene mucha mayor cantidad de vapor de agua a bajas temperaturas que a altas, cuando se descompone con el carbón.

Por eso a bajas temperaturas no es posible reducir el MnO con el hidrógeno.

Un caso semejante sucede durante la reducción del MnO con el monóxido de carbono:



A la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa de esta reacción a una temperatura de 1 400°C corresponde sólo el 0.03% CO₂.

El MnO comienza a ser reducido por el carbono a una temperatura de a 1 050 a 1 150°C y al mismo tiempo comienza a formarse Mn₃C:



En la transición de 71 kg. de MnO a Mn₃C se consumen 65 100 kcal, mientras que en la reducción de la misma cantidad de MnO a Mn se consumen 70 280 kcal, esto es 5 180 kcal menos en la formación de carburos. Por eso no es conveniente impedir la formación de carburos y el contenido total del carbono en el arrabio será más grande mientras mayor sea el contenido de manganeso en él. Por ejemplo, el ferromanganeso del Alto Horno contiene de 7 a 8% de carbono.

El manganeso reducido en el Alto Horno no pasa en su totalidad al arrabio sino que gran parte se pierde a la escoria y al gas del tragante. A la escoria pasa como MnO y se liga con el SiO₂ formando silicatos.

Para evitar esta pérdida de manganeso, es necesario que la escoria sea lo suficientemente básica. Una pequeña cantidad del manganeso se liga con el azufre formando MnS el cual se disuelve mal en el hierro. Parte del manganeso reducido se evapora saliendo junto con el gas del tragante. En el gas a bajas temperaturas es oxidado a MnO por el CO₂ dándole una coloración café. El grado de evaporación del manganeso es mayor mientras más se haya reducido y mayor sea la temperatura en el Alto Horno.

La pérdida de manganeso a la escoria es mayor, mientras menor grado de basicidad tenga la escoria y menor sea la temperatura en el crisol del horno.

Estas condiciones se encuentran durante la producción de arrabio para acero y en este caso la pérdida de manganeso a la escoria fluctúa de 40 a 50%. Por el contrario durante la producción de ferromanganeso o cuando la temperatura en el crisol es alta y la escoria es altamente básica no pasa a la escoria más de 3 a 8% Mn.

La recuperación del Mn de la carga es de 40 a 50% en el arrabio de aceración, 50 a 65% en el arrabio de fundición, y 70 a 80% en el ferromanganeso.

Reducción del Fósforo

El fósforo se encuentra en la carga del Alto Horno principalmente como fosfatos: Ca₃(PO₄)₂, Fe₃(PO₄)₂·8H₂O y FePO₄.

Su reducción transcurre en la siguiente forma:

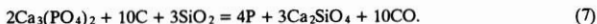


La reducción del $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ por el monóxido de carbono se inicia a una temperatura aproximada de $1\,100^\circ\text{C}$ y por el hidrógeno a una temperatura más baja. El proceso se acelera en presencia del SiO_2 y hierro, cuando se forman silicatos de calcio y fosfuros de hierro Fe_2P o Fe_3P .

El $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2$ con el hidrógeno se empieza ya a reducir a una temperatura aproximará a los 600°C y forma ya sea fosfuros o fósforo disolviéndose simultáneamente en el arrabio. La reducción con monóxido de carbono requiere de una mayor temperatura.

La reducción del FePO_4 transcurre gradualmente a $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2$ (reacciones (4) y (5)) y $\text{Fe}_2\text{P} + \text{P}$ (reacción (3)) desde la temperatura de 500 hasta 700°C .

La reducción del $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)_2$ con el carbono se inicia similarmente a la reducción con el monóxido de carbono a una temperatura alrededor de 110°C (reacción (6)), sin embargo la temperatura en el Alto Horno no es suficiente para forma Ca_3P_2 . Esta reacción se realiza más bien en hornos eléctricos de arco. En el Alto Horno hay suficiente SiO_2 , formándose por eso silicato de calcio, disolviéndose el fósforo en el arrabio.



Debido a que la afinidad química del fósforo al oxígeno es un poquito mayor que la afinidad del hierro al oxígeno, en el Alto Horno se reduce casi todo el fósforo pasando éste al arrabio. El contenido de fósforo en el arrabio no cabe influenciarlo por otro método que el de seleccionar la materia prima adecuada.

3. Formación del arrabio y de la escoria

Arrabio

El hierro reducido de sus óxidos a temperaturas relativamente bajas ya tiene en la cuba del Alto Horno el aspecto de esponja y debido a que contiene poco carbón disuelto, su temperatura de fusión es alta. El contenido de carbono en el hierro esponja no pasa del 1%. Con el incremento de la temperatura el contenido de carbono se incrementa gradualmente en el hierro y su temperatura de fusión baja rápidamente.

En cuanto el hierro reducido pasa, por la influencia del incremento de la temperatura y el carbono disuelto, al estado líquido, se disuelven en él otros elementos reducidos como el manganeso, fósforo y silicio y la temperatura de fusión de la aleación baja más, formándose el arrabio de 1a. fusión.

a) Carburización del hierro

En la carburización del hierro esponja en estado líquido interviene fundamentalmente el carbono de la descomposición del CO, y a una temperatura de 550 a 650°C rápidamente todo el hierro previamente reducido pasa a Fe₃C.



Es muy poco probable que durante esta baja temperatura interviniera en la relación el carbono del combustible. Tan solo a una temperatura por encima de los 1 000°C este carbono pasa a ser un fuerte carburizante y el proceso podría explicarse con la reacción (2), sólo el cambio de entalpía será diferente (es necesario tomar en cuenta también ΔH_{Fe} durante el cambio de estado:



A temperaturas más altas cabe también considerar la descomposición del carburo de hierro a hierro y carbono, este permanece encerrado en el hierro pastoso. Durante la fusión del hierro el carbono en él se descompone de nuevo.

El contenido final del carbono en el arrabio depende de la estabilidad de los carburos y eventualmente del carburo de cromo. Por otro lado el silicio y fósforo forman carburos muy poco estables combinándose fácilmente con el hierro para formar siliciuros y fosfuros más estables. El contenido de carbono en el arrabio se incrementa también con la presencia del vanadi y titanio,

con los cuales el carbono forma carburos bastante estables. Por otro lado el azufre disminuye la cantidad de carbono disuelto en el arrabio.

El mayor contenido de carbono (hasta 8%) se encuentra en el ferromagnesio y el menor (alrededor de 2%) en el ferrosilicio. El arrabio de fundición con un contenido de silicio de 3 a 4% generalmente contiene de 3.3 a 3.6% C.

La fractura de una muestra presenta siempre una apariencia gris por el grafito liberado y la velocidad de enfriamiento tiene en esta apariencia poca influencia. El hierro de aceración generalmente contiene de 3.6 a 4.2% C y la apariencia de una muestra sólida depende por un lado del contenido de silicio y del resto de los elementos acompañantes, por otro lado de la velocidad de enfriamiento de la muestra. Con un contenido de silicio por arriba de 1% y durante un enfriamiento lento la muestra solidifica con un color grisáceo; con un incremento en la velocidad de enfriamiento parte de la muestra tiene una apariencia gris y parte una apariencia blanca o "moteada".

El arrabio de aceración con poco contenido de silicio y con un mayor contenido de manganeso solidifica siempre con una apariencia "blanca"; esto es que no se manifiesta en la fractura grafito liberado ni a un enfriamiento lento de la muestra.

La solubilidad del carbono en el hierro en la región de temperaturas de 1 152 a 2 000°C se explica por la relación:

$$\%C = 1.3 + 2.5 \times 10^{-3}t$$

Donde: t = temperatura(°C)

El contenido total de carbono en relación con el contenido de elementos acompañantes en el arrabio se calcula con la relación:

$$\%C = 4.3 - 0.27Si - 0.32P + 0.3Mn - 0.032S$$

Los elementos indicados están dados en %.

b) Transición de otros elementos al hierro

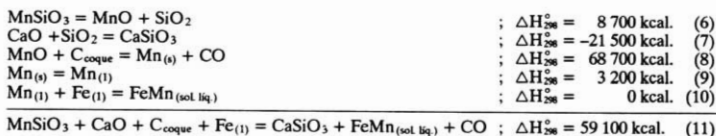
El silicio empieza a transferirse al hierro ya en el vientre del Alto Horno como SiO, sin embargo la mayor parte se disuelve en el arrabio hasta en el crisol, simultáneamente con la reducción a temperaturas más altas. Debido a que a esta alta temperatura la mayor parte del SiO₂ se encuentra combinada con el CaO, es necesario representar la reducción del silicio y su transición al arrabio en la siguiente forma:



El cambio de entalpía de la reacción (1) se puede determinar así:



El manganeso se comporta en una forma similar al silicio disolviéndose ilimitadamente en el hierro. A bajas temperaturas, cuando la escoria no es lo suficientemente básica, el MnO se liga con el SiO₂ para formar silicatos. Sólo cuando se alcanzan altas temperaturas el manganeso se reduce disolviéndose en el hierro.

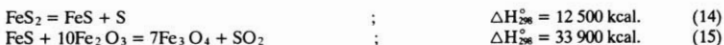


En el caso del fósforo se encontró algo interesante en el sentido de que una muestra de arrabio tomada en el vientre del Alto Horno contenía mayor cantidad de fósforo que en el crisol. Esto se debe a que parte del fósforo ya reducido en el crisol se evapora disolviéndose en el hierro que escurre por el vientre. Si en esta parte del horno el hierro se encuentra en estado esponjoso, este fenómeno no sucede.

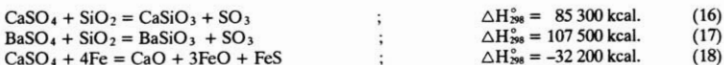
El azufre comienza a pasar al arrabio ya en el vientre del Alto Horno como FeS, el cual se disuelve en el hierro. Se supone que el azufre se reduce del SO₂ formando con el hierro FeS.



Los compuestos de azufre contenidos en la carga, por el efecto de la alta temperatura se descomponen pasando parcialmente el azufre a los gases. Aproximadamente el 50% del azufre orgánico del coque se libera ya en el vientre del Alto Horno y la diferencia se oxida en la región de las toberas. La pirita (FeS₂) se empieza a descomponer a temperaturas de 900 a 1 000°C y el FeS se oxida c/Fe₂O₃ a una temperatura aproximada de 700 a 900°C.



Los sulfatos se descomponen parcialmente con el SiO₂ y parte reacciona con el hierro prereducido.



El SO₃ liberado durante las reacciones (16) y (17) se reduce con el carbono sólido para formar vapor de azufre, el cual puede ser absorbido no sólo por el hierro sino también por los óxidos de hierro y caliza. Por ejemplo a temperaturas de 500 a 700°C transcurre la reacción:



El FeS formado durante la reacción (18) se disuelve en el hierro, mientras que el CaS formado durante la reacción (19) pasa a la escoria.

La solubilidad del FeS en el hierro disminuye con la presencia del carbono y silicio y a una temperatura de 1 000° a 1 500°C alcanza valores de alrededor de 2.5%.

Con un cálculo en el balance del azufre resulta convincente que parte del azufre en forma de SO_2 y H_2S pasa al gas saliendo junto con él del horno. El H_2S sin embargo puede formarse sólo en un rango muy limitado del FeS y vapor de agua, esto es a temperaturas más bajas en el tragante del Alto Horno:



Debido a que la reacción es endotérmica, las condiciones óptimas para su desarrollo se encuentran en la parte inferior del Alto Horno; esto es a altas temperaturas, sin embargo el H_2S es en este caso inestable.

De acuerdo a V.E. Vasiliev se gasifica y desaloja del horno, mayor cantidad de azufre mientras menos básica sea la escoria y mayor sea el contenido de silicio en el arrabio. Esta observación es correcta mientras se tome en cuenta sólo la relativa cantidad de azufre gasificado y no se tome en consideración el contenido de azufre real en el arrabio. Sólo una disminución de la basicidad de la escoria no llevaría a una disminución del contenido de azufre en el arrabio, sino por el contrario, a un aumento. Sin embargo la reducción del silicio se apoya en un aumento de la temperatura en el crisol y por eso el grado de gasificación del azufre es mayor.

Formación de la escoria

Los constituyentes de la carga que no se reducen y no pasan al arrabio forman la escoria del Alto Horno.

La escoria se forma de la ganga fundida del mineral, de la ceniza del coque y de los compuestos formadores de escoria.

Los principales componentes de la escoria del Alto Horno son el CaO , SiO_2 y Al_2O_3 a los cuales se agrega toda una gama de óxidos y sulfuros: MgO , MnO , BaO , FeO , Na_2O , K_2O , P_2O_5 , TiO_2 , V_2O_5 , CaS , MgS , BaS , Na_2S , K_2S , etcétera.

La fusión de los óxidos que forman la escoria comienza con su ablandamiento y paso gradual a estado líquido, durante el cual el intervalo entre el inicio del ablandamiento y el estado líquido no es un valor constante y cambia en relación con la composición química de la escoria. Al mismo tiempo se forman nuevos compuestos, los cuales se disuelven no sólo entre sí, sino también en los componentes originales formando toda una gama de eutécticos de fácil fusión. La temperatura de inicio de la fusión de la escoria es siempre por eso más baja que la temperatura de fusión de los compuestos originales.

La escoria que escasamente comienza a formarse se denomina primaria y tiene una composición química completamente diferente de la escoria final. Debido a que los óxidos de hierro se reducen casi completamente, la escoria final los contiene en muy baja proporción. Por otro lado la escoria primaria se caracteriza por su alto contenido de FeO .

c) Formación de la escoria primaria

La escoria líquida primaria se forma cuando el SiO_2 , Al_2O_3 , CaO , MgO , FeO , MnO y otros óxidos se ponen en contacto íntimo a temperaturas que hacen posible la disolución recíproca de estos óxidos. Debido a que en ciertos lugares se tiene un exceso de algunos compuestos, la temperatura relativamente baja no basta para una acción intensiva de estos compuestos por lo que se tiene un volumen mucho menor de escoria primaria que final.

Si se supone que antes de que se inicie la formación de la escoria primaria todo el hierro del mineral estaría reducido, la escoria primaria se compondría sólo de unos cuantos compuestos formados de la ganga del mineral y del fundente. Sin embargo a una temperatura de formación de la escoria primaria no todo el hierro se ha reducido pasando por eso a la escoria una gran cantidad de FeO propiciado de esta manera una disminución en su temperatura de fusión. En una forma similar se comporta el MnO si los minerales de manganeso forman parte de la carga del

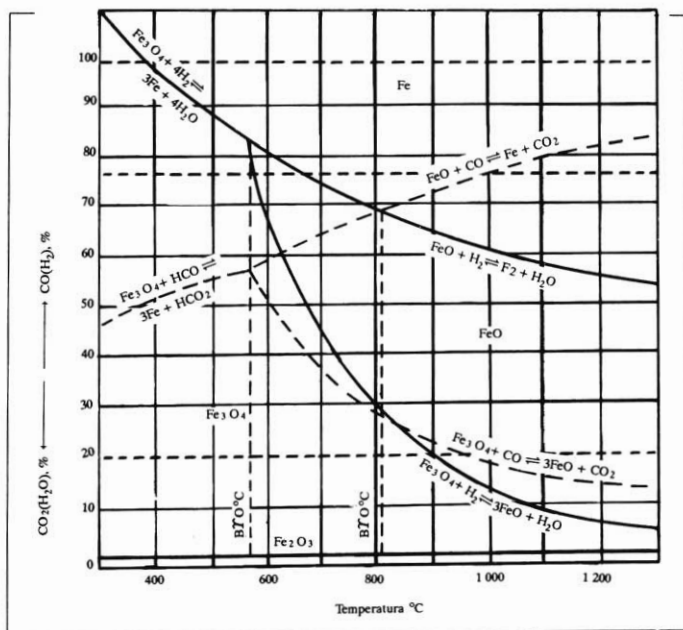
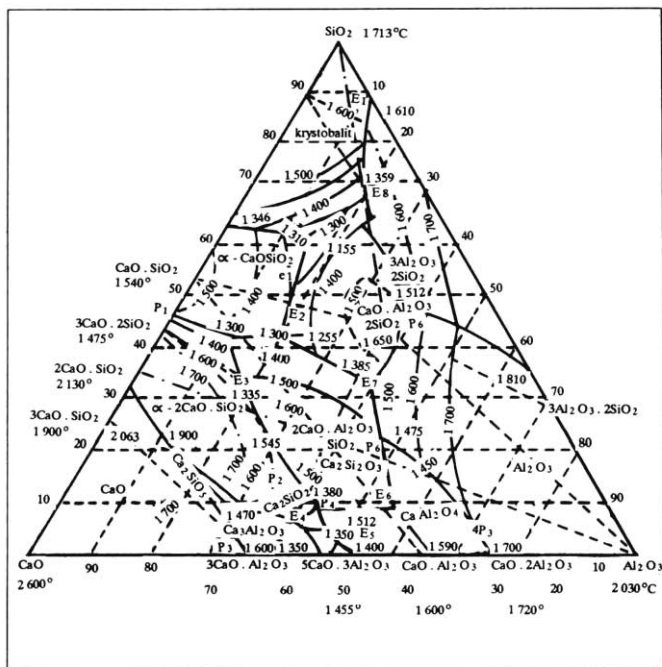


Fig. 17.- Dependencia de la composición de equilibrio de la mezcla gaseosa de la temperatura durante la reducción de los óxidos de hierro con el hidrógeno y monóxido de carbono.



Alto Horno. Esto explica el por qué la escoria primaria comienza a formarse ya en la parte inferior de la cuba o en el vientre.

Los principales componentes de esta escoria son el CaO , SiO_2 , FeO y Al_2O_3 , y eventualmente el MgO . Por la dificultad que implica el estudio de sistemas cuaternarios en la práctica se utiliza comúnmente el sistema ternario y en el caso de la escoria primaria sería $\text{CaO-SiO}_2\text{-FeO}$.

d) Formación de la escoria final

La escoria primaria, la cual se forma gradualmente desde la parte inferior de la cuba va adquiriendo más y más temperatura disolviendo consigo restos de SiO_2 , Al_2O_3 , CaO , MgO y otros óxidos, durante esto el CaO y MgO como agregados básicos más fuertes desalojan a los más débiles como

el FeO y MnO liberándolos para ser reducidos por el carbono. Con esto disminuye el contenido de FeO y MnO creciendo por el contrario el contenido de CaO y MgO.

En la región de las toberas, donde se tienen las más altas temperaturas se une a la escoria la ceniza del coque quemado cambiando en esta forma su composición. En esta región la escoria resulta bastante fluida escurriendo junto con el arrabio en gotitas al crisol donde se acumula por encima del metal líquido. Durante esto, cumple con una de sus funciones más importantes, que es la de absorber el azufre del arrabio. En el crisol se reduce también la parte principal del silicio del SiO_2 de la escoria y en función de la temperatura y composición química de la escoria se ajusta en esta forma la composición tanto del arrabio como de la escoria final.

Los componentes principales de esta escoria son CaO, SiO_2 y Al_2O_3 .

e) Diagrama de constitución del sistema $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ (figura 18)

Los componentes de este sistema son la base de las escorias finales del Alto Horno.

Los compuestos que funden congruentemente (es decir que no cambian su composición química después de ser fundidos) están marcados en la figura con pequeños círculos, mientras que los compuestos que funden incongruentemente están marcados con pequeños cuadrados. El compuesto Ca_3SiO_5 (ó $3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$) el cual se descompone en estado sólido se encuentra marcado con un pequeño triángulo. El campo de cristalización de los componentes y de la mayoría de los compuestos dobles puede determinarse de las proyecciones de las líneas correspondientes del líquido de los diagramas dobles a los lados del triángulo, ya que los campos de cristalización se adjuntan a estos lados. Los puntos que corresponden a los compuestos que funden congruentemente se encuentran en los límites correspondientes a los campos de cristalización y los puntos de los compuestos que funden incongruentemente se encuentran fuera de estos campos.

El Ca_3SiO_5 se descompone en estado sólido y por eso sus cristales no pueden estar en equilibrio con el líquido. Debido a que los sistemas de 3 componentes se fusionan fácilmente, los campos de cristalización del Ca_3SiO_5 se encuentran en el interior del triángulo de concentración y no se adjunta a su lado.

En el sistema se encuentran dos compuestos triples (aluminosilicatos) los cuales funden congruentemente.

1.- Anortita (feldespato) $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ (temperatura de fusión $1\ 554^\circ\text{C}$).

2.- Gelionita $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_3$ (temperatura de fusión $1\ 596^\circ\text{C}$).

Los campos de cristalización y los puntos que corresponden a su composición se encuentran en el interior del triángulo de concentración.

Los cambios de temperatura en el diagrama se marcan con flechas que se dirigen siempre hacia el interior de este triángulo. Las flechas limítrofes internas es necesario considerarlas individualmente. Los puntos en donde se encuentran las tres flechas representan los eutécticos E triples; mientras que los puntos donde se encuentran sólo dos flechas representan los peritécticos P. La dirección por la cual las temperaturas disminuyen se encuentra con las flechas de unión, las cuales una vez trazadas, se descompone el diagrama en un número tal de triángulos divisorios, que se iguala al número de puntos cuadruples.

f) Viscosidad de las escorias

La viscosidad de las escorias es una de sus propiedades más importantes e influye fundamentalmente tanto en la marcha del horno, como en la calidad del arrabio producido.

La viscosidad explica la fricción interna que se forma entre las partículas individuales del fluido desplazándose. Como se sabe, el fluido que circula en una tubería tiene mayor velocidad sobre el jefe central que sobre las paredes. Si se supone que la velocidad de una capita elemental de un fluido circulante es v y la velocidad de la capita adjunta distanciada en dx es $v + dv$, entonces la fuerza dP necesaria para superar la fricción interna entre estas partículas es directamente proporcional a la diferencia de velocidad y tamaño de la superficie de contacto e indirectamente proporcional a la distancia entre las capitas.

$$dP = \eta S \frac{dv}{dx}$$

Donde: η = coeficiente de fricción interna.

S = superficie de contacto.

v = velocidad de movimiento de la capita.

x = distancia entre las capitas.

Suponiendo que $P=1$ dina, $v=1$ cm/seg, $S=1$ cm² y $x=1$ cm, entonces la relación quedaría:

$$\eta = \frac{\text{dina}}{\text{cm}^2} \cdot \frac{\text{cm}}{\frac{\text{cm}}{\text{seg}}} = \text{dina seg/cm}^2$$

Este valor se denominó coeficiente de viscosidad dinámica y está dada en poises.

El coeficiente de viscosidad cinemática está dado por la relación:

$$\mu = \frac{\eta}{\tau} \quad (\text{cm}^2/\text{seg, stokes})$$

Donde: τ = densidad del fluido

La viscosidad técnica se explica en kg. seg/m² y es igual a 98.1 poises. 1 poise es igual a 0.0102 unidades técnicas de viscosidad.

Las escorias del Alto Horno se evalúan usando valores de la viscosidad dinámica en poises o en centipoises. El valor de esta viscosidad en la escoria final es de 8 a 30 poises.

La dependencia de la viscosidad de las escorias en la temperatura está dada por la relación:

$$\eta = A.e^{\frac{E}{RT}}$$

Donde: A = coeficiente.

E = energía de activación del flujo viscoso.

R = coeficiente universal de los gases.

T = temperatura absoluta.

Las escorias que contienen mucho SiO₂ son bastante fluidas a altas temperaturas (15 poises) y muy viscosas a bajas temperaturas (50 o más poises). Por el contrario las escorias básicas comienzan

a fundir a temperaturas altas y con un subsecuente calentamiento baja a 3 y 4 poises. Durante el enfriamiento se comportan en una forma contraria solidificándose rápidamente.

El límite de las escorias básicas está dado por la relación

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1$$

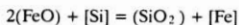
g) Fundamentos de la teoría molecular y iónica de las escorias fundidas

Teoría molecular

Esta se apoya en la composición química y la estructura mineralógica de las escorias solidificadas y se compone de las siguientes suposiciones:

- 1.- Las partículas de la escoria fundida son moléculas de óxidos y compuestos de estos óxidos.
- 2.- La concentración de estas moléculas está determinada por las condiciones de equilibrio de la reacción de formación y descomposición de los compuestos correspondientes.
- 3.- En las reacciones químicas entre el metal y la escoria toman parte sólo los óxidos libres.
- 4.- La constante de equilibrio como función de la temperatura se explica por la concentración molar o el peso de los óxidos correspondientes.

Por ejemplo la constante de equilibrio K de la reacción del FeO disuelto en la escoria con el silicio del metal:



$$K = \frac{(\% \text{SiO}_2)_{\text{vol}}}{(\% \text{FeO})^2 [\% \text{Si}]}$$

La *teoría iónica* supone que las partículas que forman la escoria líquida no son moléculas sino iones y que las reacciones entre el metal y la escoria tienen un carácter electroquímico.

Actualmente cabe decir con seguridad que las escorias fundidas como en el caso de las sales fundidas se encuentran disociadas electrolíticamente.

Los productos de la disociación de las escorias fundidas son:

- 1.- Los cationes de fácil movilización
- 2.- Aniones no metálicos como S , O , F .
- 3.- Complejos aniónicos de difícil movilización.

Los iones individuales pueden accionarse mutuamente y los efectos serán más grandes mientras más se diferencian los iones individuales entre sí por la dimensión y tamaño de las fuerzas eléctricas de atracción.

Rostovcev demostró la exactitud de la teoría en la siguiente forma:

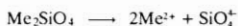
1.- La fusión de la escoria se encuentra comúnmente acompañada de una disociación electrolítica; esto se demuestra en el aumento de la conductividad eléctrica de la escoria con el aumento de la temperatura y separación del metal puro al cátodo.

2.- El estado líquido de las sustancias es el límite entre el estado sólido y gaseoso y las escorias líquidas tienen propiedades que corresponden a este estado. A temperaturas cercanas a la temperatura de fusión tienen propiedades que se aproximan a las propiedades de las sustancias

sólidas y a temperaturas cercanas a la temperatura de ebullición tienen ciertas propiedades que corresponden con las de los gases.

3.- Durante la fusión de las escorias la disposición de los iones en lonodos de la red sólida hasta cierta medida, sin embargo la composición de la substancia sólida se mantiene. La red iónica cristalina puede después pasar al estado líquido manteniéndose durante esto la conductividad iónica que caracteriza la propiedad de un electrolito.

De acuerdo con la teoría iónica los silicatos Me_2SiO_4 (ó $2\text{MeO} \cdot \text{SiO}_2$) después de la fusión se descomponen en cationes positivos Me y aniones SiO_4^- negativos.



Mientras más completa sea la unión entre el silicio y el oxígeno mayor será la cantidad de líquido que se encuentra ligado y mayor la fricción interna (viscosidad). Si en una escoria ácida se incrementa la cantidad de óxidos básicos MeO, estos también se disocian en iones Me^{2+} y O^{2-} . El oxígeno de estos óxidos pasa a unirse con el silicio aumentando en esta forma en los iones de silicio la relación de oxígeno-silicio. Estos iones se descomponen después en otros más sencillos, la fricción interna entre ellos disminuye, reduciéndose la viscosidad del líquido.

La viscosidad de las escorias no sólo está influenciada por la dimensión de los iones de silicatos, sino también por la dimensión de las fuerzas electrostáticas que ligan a los iones en el líquido. Con el incremento de la temperatura la liga se debilita disminuyendo la viscosidad. Con el incremento de las fuerzas de cohesión electrostática crece la temperatura de fusión de la escoria.

La influencia de los diferentes óxidos en la viscosidad de las escorias ácidas cabe resumirla así:

Los cationes cuyos óxidos forman en las escorias ácidas iones complejos, generalmente aumentan la viscosidad, estos son: SiO_2 , Al_2O_3 y Cr_2O_3 . Por el contrario donde no se tiene formación de iones complejos existe una disminución de la viscosidad, esto sucede con el CaO, MgO, MnO, FeO, Na₂O, K₂O y otros.

h) Influencia de las cantidades y propiedades de la escoria en la marcha del Alto Horno

La marcha del Alto Horno está depende de toda una gama de factores, siendo los más importantes el volumen y propiedades de la escoria primaria.

Estos factores se resumen en los siguientes puntos:

1.- La composición química de la escoria primaria debe cambiar muy poco. Con el cambio de la composición química cambia su temperatura de fusión viscosidad, capacidad para liberar FeO, MnO, SiO_2 y otros a la reducción, sin capacidad de desulfuración, etc. lo que lleva no sólo a una interrupción de la marcha del Alto Horno, sino también a un cambio en la composición del arrabio, formación de costras en las paredes del horno etcétera.

2.- La altura de la región en la cual se forma la escoria primaria debe ser la más pequeña posible. De esto depende la temperatura de ablandamiento de los minerales. Mientras mayor sea el intervalo de este ablandamiento más alta será la zona de formación de la escoria primaria y mayor será la resistencia que se presente a los gases circulantes. Resulta inconveniente trabajar con una mezcla de minerales o aglomerados con diferentes temperaturas de ablandamiento o capacidades de reducción.

3.- La escoria primaria debe ser lo suficientemente fluida. Esta fluidez está influenciada no sólo por la composición química del fundente y temperatura en el horno, sino también por el polvo de coque, el cual influye negativamente en la fluidez de la escoria. Demasiada fluidez de la escoria

primaria es también indeseable ya que en este caso no se precalentaría lo suficiente disminuyendo en esta forma su capacidad de desulfuración.

4.- La temperatura de la escoria primaria debe corresponder a sus propiedades físicas como la viscosidad y un grado de reducción del Mn y Sn deseable.

5.- La cantidad de escoria primaria y final debe ser lo más pequeña. Con un aumento de esta cantidad por unidad de peso del arrabio, aumenta el consumo de combustible y disminuye el rendimiento del Alto Horno. Esto sin embargo está condicionado por un bajo contenido de azufre en la carga.

4. Desulfuración del arrabio

Como ya se había indicado anteriormente, el azufre pasa al arrabio y en el vientre del Alto Horno se disuelve como FeS. La solubilidad del FeS en el arrabio alcanza valores de alrededor de 2.5% y aun cuando la verdadera concentración, tanto en la parte inferior de la cuba como en el crisol no alcanza estos valores, de todas maneras su presencia no sería deseable. El contenido de azufre en el arrabio no debe ser mayor de 0.0.

El Alto Horno es el único proceso con el cual cabe eliminar más del 95% del azufre total de la carga, y esta eliminación es debida fundamentalmente a la escoria. En algunos casos el desulfurado se lleva a cabo fuera del horno, sin embargo el azufre de salida no debe ser mayor de 0.2 a 0.3% ya que el FeS incrementa muy fácilmente la viscosidad de arrabio líquido.

a) Desulfurado del arrabio en el Alto Horno

El paso del azufre del metal a la escoria se suscita bajo las toberas donde se tiene un muy buen contacto entre las fases líquidas:

La reacción fundamental del desulfurado es así:



La reacción es reversible y su constante de equilibrio K sería:

$$K = \frac{(\% \text{CaS}) (\% \text{FeO})}{[\text{FeS}] (\text{CaO})}$$

La relación de concentración del CaS en la escoria y de concentración de FeS en el arrabio está dada por el coeficiente de distribución del azufre.

$$\frac{(\% \text{CaS})}{[\% \text{FeS}]} = K \frac{(\% \text{CaO})}{(\% \text{FeO})}$$

Conclusiones:

Para la eliminación del azufre del metal a la escoria es necesario:

- 1.- Aumentar la basicidad de la escoria.
- 2.- Disminuir en la escoria la concentración del FeO.
- 3.- Disminuir en la escoria la concentración del CaS.

La última condición se basa en la Ley de Nernst según la cual a una temperatura dada la relación entre el CaS de la escoria y el FeS del metal es constante.

$$\frac{(\text{CaS})}{[\text{FeS}]} = L_s = \text{cte.}$$

Esta condición sólo puede cumplirse en el Alto Horno incrementando el volúmen de la escoria lo que resulta antieconómico por razones expuestas anteriormente.

La condición dos se puede fácilmente cumplir en el horno ya que la escoria final contiene muy poco FeO. Debido a que en el crisol participan simultáneamente la desulfuración y la reducción de FeO por el carbono sólido, la reacción principal de la desulfuración puede escribirse así:



Suponiendo que la reducción del FeO se termina con el silicio o manganeso antes reducidos, las reacciones serían en esta forma:



Algo similar sucede en el desulfurado con MgO, solo que este resulta menos activo que el CaO.

Las condiciones más importantes para transferir el azufre a la escoria son su basicidad, atmósfera reductora y ya sea suficiente alta temperatura en el crisol o mayor contenido de silicio o manganeso en el arrabio. Pero es necesario recordar que para reducir el silicio y manganeso se requieren altas temperaturas en el crisol. Sin embargo las reacciones de desulfurado en presencia de silicio o manganeso son por sí solas exotérmicas transcurriendo la reacción por eso fácilmente a bajas temperaturas.

En todos los casos es necesario tener suficiente actividad del CaO o MgO y ésta se cumple sólo a temperaturas altas.

El mecanismo de transferencia del azufre del metal a la escoria con base en la teoría iónica se explica de la siguiente manera:

El FeS contenido en el metal se disocia en Fe y S, cada uno de estos elementos durante su transferencia a la escoria se ioniza tomando o cediendo dos electrones.



El contenido de azufre en el arrabio depende de muchos factores y uno de ellos es el volúmen de escoria en relación con la unidad de peso del arrabio. La concentración del azufre remanente en el arrabio se explica por la relación:

$$[\text{S}] = \Sigma \text{S} - q(\text{S}) - \{\text{S}\} \quad (8)$$

Donde: ΣS = azufre total en el arrabio, escoria, y gases.

$[\text{S}]$ = azufre en el arrabio.

$\{\text{S}\}$ = azufre en la escoria.

$\{ \}$ = azufre en los gases.

q = volumen relativo de escoria.

La relación entre el azufre de la escoria y el azufre en el arrabio está dada por el coeficiente de distribución L_s :

$$\frac{(S)}{[S]} = L_s ; (S) = L_s [S]$$

sustituyendo en la ecuación 8 tenemos:

$$[S] = \Sigma S - qL_s [S] - \{S\}$$

de donde:

$$[S] = \frac{\Sigma S - \{S\}}{1 + qL_s} \quad (9)$$

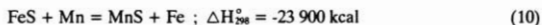
Mientras mayor sea el coeficiente de distribución del azufre entre escoria y arrabio menor será el contenido de azufre remanente en el metal.

Un ejemplo de la influencia de la basicidad de la escoria y su temperatura en el valor de L_s se ilustra en la figura 19.

El Al_2O_3 sin cambio alguno en la basicidad de la escoria disminuye valor de L_s bajando la capacidad de desulfuración de la escoria. Sin embargo si se substituye el SiO_2 por el Al_2O_3 el valor de L_s aumenta.

El MgO a pesar de tener menor afinidad química al azufre que el CaO mejora la capacidad de desulfuración de la escoria disminuyendo su viscosidad. Con la disminución de la viscosidad se acelera la difusión del sulfuro de hierro del metal a la escoria. Sin embargo el rango en el contenido de MgO debe encontrarse entre 6 y 12% que es cuando resulta muy activa la escoria.

En el desulfuración del arrabio en el Alto Horno tiene gran influencia el contenido de manganeso. La reacción transcurre en la siguiente forma:



El MnS se disuelve muy poco en el hierro pasando a la escoria. Debido a que en el crisol se obtienen altas temperaturas y que la reacción (10) resulta exotérmica, esta desulfuración tiene poco significado. Un incremento en el contenido de MnO en la escoria tiene al igual que el FeO una influencia negativa en el desulfuración; sin embargo en las escorias ácidas si el MnO substituye parcialmente al CaO se mejora la fluidez de la escoria y con ello su capacidad de desulfuración.

La reacción (10) es valiosa hasta en el cucharón después de haber colado el arrabio rico en manganeso, esto es a bajas temperaturas. Con el transporte del arrabio en los cucharones sobre rieles a la acería se apoya el paso del MnS a la escoria en el nivel del arrabio y por eso el contenido de azufre en el arrabio baja considerablemente (hasta un 40% del contenido total).

Recientemente todavía se consideró al manganeso en la carga del Alto Horno de gran importancia y por tal motivo el arrabio de aceración se producía aún con un contenido de 2 a 3%. La práctica demostró que puede alcanzarse un grado de desulfuración alto aun con un bajo contenido

de manganeso en el arrabio (0.5 a 0.3%) ahorrándose el alto costo del mineral de manganeso y aumentándose el rendimiento de los Altos Hornos y disminuyendo el consumo de combustible.

b) Desulfurado del arrabio fuera del Alto Horno

En los casos en donde el contenido de azufre en el arrabio resulta alto, su eliminación se realiza en el canal cuando el metal líquido corre en el cucharón o en instalaciones especiales.

Con el azufre se combinan todos los elementos que tienen carácter electropositivo, esto es lo que forman con el oxígeno óxidos básicos. De los elementos en la tabla periódica que tienen mayor afinidad al azufre que al hierro, se encuentran (de mayor a menor afinidad) el Na, Mg, K, Ca, Zn, Mn, Cu y Cd.

Estos elementos pueden formar compuestos con el azufre. Sin embargo una condición importante es la de que se deben de formar sulfuros difíciles de disolver o que no se disuelvan, además de la afinidad química. Los elementos que reúnen estas condiciones son el sodio y calcio en diferentes compuestos y magnesio metálico.

Se emplean prácticamente carbonatos de sodio calcinados, carburo de calcio, cal, cianuro de calcio, sal de cocina y magnesio metálico.

Debido a que el medio de reducción significa una de las condiciones para el desulfurado, se agregan a los materiales utilizados para desulfurar, desoxidantes como carbono y aluminio.

5. Combustión del coque y formación del gas del Alto Horno

Al crisol del Alto Horno, en una forma continua, se le sopla una gran cantidad de aire precalentado a 600-1150°C con una presión de 1 a 2.8 atp. Con el oxígeno contenido en el aire se quema el carbono del coque liberando una gran cantidad de calor alcanzando una alta temperatura de 1 800 a 2 000°C. El calor liberado cubre el consumo tenido durante las reacciones endotérmicas, durante el calentamiento de la materia prima a la temperatura de reacción, durante la fusión de la escoria y hierro y durante su precalentamiento a la temperatura necesaria.

Sin embargo todo el calor liberado no se aprovecha y parte se pierde con el agua de enfriamiento o con los gases que salen del horno.

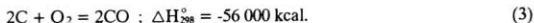
El consumo de calor para producir 1 tonelada de arrabio depende de muchos factores, de los cuales el más importante es el volumen de la escoria, temperatura del aire inyectado y la marcha del Alto Horno, y se encuentra en rangos muy amplios; 4×10^6 a 10×10^6 kcal. De esta cantidad de calor aproximadamente de 3 a 8% es traído por el aire y la diferencia se obtiene con la combustión del combustible en el crisol.

a) Mecanismo y cinética de la combustión del coque en el crisol

Respecto de la combustión del coque en el crisol del Alto Horno existen diferentes teorías. De acuerdo con una de ellas el carbono del coque se quema a CO_2 y este con el exceso de carbono se reduce a CO:



De acuerdo con otra teoría, el carbono del combustible se quema directamente a CO:



o se forman compuestos de transición del tipo C_xO_y , los cuales por la acción posterior de nuevas moléculas de oxígeno o carbono se descomponen en CO_2 y CO.

Los experimentos realizados al vacío jugaron un papel muy importante para la explicación de los procesos de combustión en el crisol del Alto Horno. Se encontró que con la acción recíproca del coque en fragmentos con el oxígeno del aire se forma tanto CO_2 como CO. Este CO se quema después en las cercanías de la superficie de reacción sólida con el exceso de oxígeno.

El desarrollo de la reacción:



se confirma con lo siguiente:

En la superficie del coque quemándose se manifiestan pequeñas flamas azuladas. El CO_2 se reduce de nuevo con el carbono del coque para formar CO , oxidándose éste de nuevo a CO_2 etcétera.

La combustión del combustible sólido en el crisol del Alto Horno se diferencia de la combustión del combustible sólido en otros hornos.

En los Altos Hornos se inyecta una gran cantidad de aire a una gran velocidad formándose frente a las toberas, regiones con fragmentos de coque moviéndose intensamente. Entre estos fragmentos se encuentran espacios por los cuales el aire puede penetrar profundamente al crisol oxidando no

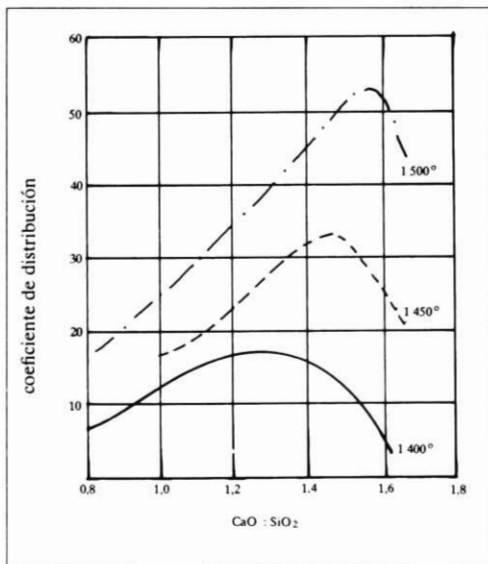


Fig. 19. Influencia de la temperatura y basicidad de la escoria en el coeficiente de distribución del azufre.

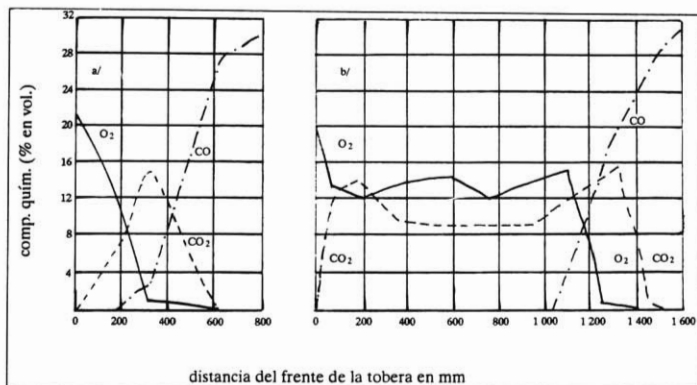


Fig. 20. Variaciones de la composición gaseosa en la zona de oxidación de crisol del Alto Horno.

a) Sin circulación del coque (temperatura del aire 800°C, 0.15 atp)

b) Con circulación de coque (temperatura del aire 800 a 850°C, presión de 1.65 a 1.8 atp, consumo de aire de 1950 a 2050 Nm³/min).

sólo el carbono del combustible, sino también al CO formado inicialmente. En la región donde puede penetrar el oxígeno del aire se oxida no sólo el carbono y el CO sino también parte de los elementos previamente reducidos como el Fe, Si, Mn y otros.

La región en donde todavía se puede detectar el CO₂ se denomina *región de oxidación*.

El tamaño de las regiones de oxidación frente a las toberas individuales depende de muchos factores, de los cuales el más importante es la energía cinética del aire inyectado y el movimiento del coque en el interior de dichas regiones.

En la figura 20 se encuentran los cambios de composición del gas en la región de oxidación del Alto Horno sin movimiento del combustible frente a la tobera (fig. 20a) en función de la distancia que hay desde el frente de la tobera.

En el primer diagrama se observa que el oxígeno con una pequeña energía cinética del aire rápidamente disminuye y a una distancia de aproximadamente 300 mm del frente de la tobera se acerca a 0.

Con una disminución del contenido de oxígeno crece el contenido de CO₂ alcanzando su valor máximo en el lugar donde el volumen de oxígeno cambia muy poco. El contenido de CO primero suavemente y en el lugar del máximo de CO₂, bruscamente. Debido a que durante la reacción $\text{CO}_2 + \text{C} \rightleftharpoons 2\text{CO}$ de un volumen de gas (CO₂) se forman dos volúmenes de CO, el volumen total de gas aumenta. El nitrógeno contenido en el aire soplado no cambia en lo esencial, sin embargo con el incremento del volumen del gas se diluye. El límite de la región de oxidación está dada en este caso por un contenido de CO₂ nulo; esto es a una distancia de 600 mm del frente de la tobera. Después de la región de oxidación continua la región de reducción.

El segundo diagrama (fig. 20b) explica los cambios de composición química del gas en la zona de oxidación del crisol con el aire inyectado con una energía cinética grande cuando el coque circula

frente a las toberas. En este caso el contenido de oxígeno no baja tan bruscamente como se muestra en el primer diagrama, sino que después de un descenso inicial mantiene más o menos un mismo nivel hasta una distancia de 1 100 mm frente a la tobera que es cuando desciende bruscamente. La concentración del CO₂ es un reflejo de la concentración del oxígeno.

La concentración del CO no corresponde al volumen que se tendría de la reacción $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$; sino que este volumen es mayor de 2 veces que la concentración de CO₂ debido a que al CO de la reacción correspondiente se une el CO de la reducción directa de los óxidos de hierro, manganeso, silicio, etc. y de la descomposición del vapor de agua por el coque.

El crecimiento transitorio del oxígeno en la región de 200 a 1 100 mm se explica muy bien tomando una muestra de gas por medio de una sonda. Esta sonda generalmente se introduce en dirección del eje de la tobera (fig. 21). Como se puede observar la corriente de gas no sigue sobre este eje.

La zona de oxidación alcanza parte del crisol no sólo en su centro sino también arriba y abajo. Las muestras de gases se toman gradualmente.

El movimiento del coque frente a las toberas fue fotografiado por cámaras especiales de alta velocidad de 3 000 fotografías por segundo (USA, URSS e Inglaterra). Se observó que algunos fragmentos se movilizan en dirección al eje del crisol y después de chocar con la "pared sólida" formada por el coque sin movimiento al final de la zona de oxidación, se desvían hacia arriba regresando de nuevo frente a la cara frontal de la tobera. Otros fragmentos se desvían del eje de la tobera en dirección hacia abajo regresando también a la parte frontal de la tobera. Un movimiento similar se encontró en un corte transversal de la zona de oxidación en ambos lados del eje de la tobera. Este movimiento del coque está ilustrado esquemáticamente en la figura 22.

Por otro lado se ha confirmado que la región de circulación del coque se forma sólo en el caso de alcanzar una determinada energía cinética del aire. De acuerdo con investigadores franceses, el aire inyectado con una energía de 1 500 kgm/seg no alcanza a formar la circulación del coque. Sin embargo los modernos Altos Hornos llegan a alcanzar una energía cinética de hasta de 8 000 kgm/seg y por eso el movimiento del coque es bastante acelerado teniendo una zona de oxidación bastante grande. En los hornos pequeños la profundidad de la zona de oxidación alcanza 600 a 1 000 mm y en los grandes es de 1 500 mm y más.

Si suponemos que el diámetro de las toberas es de 180 mm podemos calcular la profundidad de la zona de oxidación de la siguiente relación:

$$L = 0.43 \times 10^{-6} \frac{V^3 T^2}{P^2} + 0.77$$

Donde: L = profundidad de la zona de oxidación en dirección vertical bajo el eje de la tobera en m.

V = consumo de aire de una tobera en Nm³/min

T = temperatura del aire inyectado en °K

P = presión absoluta del aire en mm Hg.

En cuanto al volumen de la zona de oxidación, este puede ser calculado por la siguiente relación:

$$V = f \frac{Q_v}{K S T_k} \quad (m^3)$$

Donde: f = coeficiente

Q_v = cantidad de aire en peso (kg/min)

K = velocidad específica de combustión explicada por la cantidad de carbono que se quema por unidad de tiempo en una unidad de superficie del combustible (kg/m²min)

S = superficie específica de los fragmentos de combustible (m²/kg)

T_k = peso volumétrico del coque en la región de oxidación (kg/m³)

El volumen de la zona de combustión se incrementa no sólo con un aumento en la cantidad de aire, sino también con una disminución del peso volumétrico del coque. La profundidad de la zona de oxidación en dirección al eje de la tobera es directamente proporcional a la energía cinética del aire inyectado.

Esta energía se calcula de la siguiente forma:

$$E = 0.00118 \frac{Q^3}{n^3 f^2} \frac{T^2}{273^2} \frac{1}{(1 + p)^2} \quad (kgm/seg)$$

Donde: Q = consumo de aire (Nm³/seg)

T = temperatura del aire (°K)

p = presión del aire (at.)

n = número de toberas

f = sección de las toberas (m²)

La cinética del proceso de combustión del coque con circulación en el crisol del Alto Horno se diferencia de la cinética de combustión sin circulación. Es decir sin movimiento.

Frente a cada tobera se encuentran en realidad las dos zonas. La primera, hasta una distancia donde todavía el oxígeno libre quema al coque el cual por el efecto de la energía cinética del aire entra en circulación. Esta parte de la zona de oxidación se denomina "foco" cuya profundidad en dirección al eje de la tobera alcanza de 1 200 a 1 500 mm. En el resto de la zona de oxidación de una profundidad de 100 a 200 mm se realiza la reducción del CO₂ por el carbono.

La reacción $CO_2 + C = 2CO$ es irreversible en las condiciones prevalecientes en la zona de oxidación. El oxígeno total que venía con el aire se consumió en el foco y por eso la cantidad total de carbono quemado junto a las toberas y la producción del horno están entonces determinadas no por la velocidad de combustión, sino por la cantidad de oxígeno inyectado al horno por el aire. La velocidad de combustión influye sólo en el tamaño y la forma de la zona de oxidación, lo que sin embargo tiene marcada influencia en la distribución de los gases y en la buena marcha del Alto Horno. En general se puede decir que los factores que aceleran la combustión del coque, disminuyen la zona de oxidación y al revés.

b) Influencia del tamaño de la zona de oxidación

La influencia que ejerce la energía cinética sobre el tamaño de la zona de oxidación está dada por la dimensión de su valor en una forma directa.

La influencia de un incremento de temperatura en el aire en el tamaño de las zonas de oxidación no está muy definida. Predomina la opinión de que un incremento de la temperatura acelera la combustión del coque y por eso el tamaño de las zonas de oxidación disminuye, sin embargo en las investigaciones de Altos Hornos en operación estas opiniones no son plenamente confirmadas, aun cuando cabe mencionar que una disminución de la temperatura del aire produce un aumento de la zona de oxidación debido a que se amplía la zona de reacción $\text{CO}_2 + \text{C} = 2\text{CO}$. Con un aumento brusco en la temperatura del aire inyectado se puede descomponer el CO_2 en la zona de circulación del coque y la profundidad total de la zona de oxidación puede disminuir.

Hay que considerar que con aumento de la temperatura aumenta el volumen del aire y con esto su energía cinética cuya influencia resulta en general conveniente. Un aumento constante de la temperatura no necesariamente debe reflejar una disminución de la zona de oxidación sino que en algunas condiciones adecuadas (poco volumen de escoria, una adecuada propiedad del coque, aglomerado básico, etc.) puede este aumento de la temperatura tener efectos contrarios.

En el tamaño de la zona de oxidación influye también el grado de precalentamiento del coque que pasa a la zona de oxidación. Con una marcha normal del Alto Horno el coque se precalienta a una temperatura aproximada de $1\,500^\circ\text{C}$ mientras que con una marcha fría baja la temperatura a unos $1\,400^\circ\text{C}$. Si se aumenta la temperatura del aire durante la marcha fría del horno, no tiene porqué haber un cambio en el tamaño de la zona de oxidación, ya que se igualan aproximadamente las relaciones (aire más caliente, coque más frío).

La influencia positiva del aire humedecido con adición de vapor en la marcha del Alto Horno se explica de 3 maneras:

- 1.- Por la influencia de la reacción endotérmica del vapor de agua con el carbono del coque: $\text{H}_2\text{O} + \text{C} = \text{H}_2 + \text{CO}$ se reduce la temperatura de los gases en el crisol del Alto Horno ampliándose la zona de oxidación.

- 2.- Los productos de la reacción: H_2 y CO aceleran la reducción de los óxidos de hierro y de otros óxidos.

- 3.- La disminución de temperatura en las zonas de oxidación inhibe la evaporación del SiO_2 , el cual empeora las condiciones para la circulación del gas de reducción.

Con la sola adición del vapor de agua al aire crecería el consumo de combustible. Para que esto no suceda se incrementa la temperatura del aire inyectado de manera tal que para 1 gramo de vapor de agua en 1 m^3 de aire se aumente la temperatura en 9°C . El mejoramiento de la marcha del Alto Horno a menudo permite aumentar más la temperatura del aire de lo que los cálculos indican y en este caso junto con el aumento de la producción del Alto Horno se alcanza un ahorro de combustible.

Con la adición de vapor de agua al aire y con el aumento de su temperatura se aumenta simultáneamente el volumen total de los gases y con esto su energía cinética, la cual conduce a un crecimiento de la zona de oxidación. Entonces podemos decir que no es la disminución de temperatura, sino el aumento de la energía cinética lo que conduce a una ampliación de la zona de oxidación.

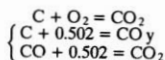
Como se sabe, el hidrógeno resulta a altas temperaturas un agente reductor más efectivo que el monóxido de carbono y un aumento en su concentración en los gases reductores influye positivamente en la marcha del Alto Horno.

La influencia del contenido de oxígeno en el aire inyectado sobre el tamaño de la zona de

oxidación es más obvio que en el caso anterior. Con un aumento de la concentración de oxígeno en el aire se reduce la concentración de nitrógeno y con esto baja tanto la cantidad de aire inyectado con la del gas. La energía cinética del aire disminuye y con ella el tamaño de la zona de oxidación.

c) Gas del tragante y cambios en su composición química:

Si consideramos que las reacciones principales en el foco son las siguientes:



Se ve que no cambia el volumen de los gases ni antes ni después de la reacción. Otra cosa sucede en la zona de reducción del CO_2 por el carbono:



donde de 1 volumen de CO_2 (y entonces de 1 volumen de oxígeno) se forman 2 volúmenes de CO. El volumen total del gas se incrementa.

Si 100 partes de aire seco contienen 21 partes de oxígeno (en volumen) y 79 partes de nitrógeno, entonces de 21 partes de oxígeno se forman 21 partes de CO_2 cambiado este por 42 partes de CO. Debido a que el nitrógeno no cambia esencialmente en el límite de la zona de oxidación se forman de 100 partes de aire seco alrededor de $79 + 42 = 121$ partes de gas. El porcentaje de CO en este gas sería de 34.7% y del nitrógeno de 65.3%.

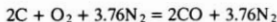
En la realidad el contenido de CO en el gas es mayor y el de nitrógeno menor debido a que a este gas se une el CO de la reducción directa y a que también el aire nunca está seco y por la descomposición de la humedad el gas se enriquece tanto con el hidrógeno como con el CO.

En los lugares más cercanos al eje del crisol el gas contiene más CO, ya que el efecto de las zonas más oxidantes es menor. En un caso extremo el gas podría contener 100% de CO, el contenido real del CO en el eje del crisol no sobrepasa (en hornos trabajando con efectividad) del 40 a 45%, esto significa casi la cantidad teórica lo que confirma la alta energía cinética del aire inyectado. Demasiada alta concentración de CO en el gas cercano al eje del crisol confirma la poca intensidad de la inyección o demasiada poca permeabilidad de la carga en esta parte del Alto Horno.

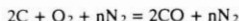
La humedad del aire inyectado incrementa, como ya se había indicado, la concentración de H_2 y CO en el gas, sin embargo esto sólo en la región de las altas temperaturas. En la región de temperaturas más bajas el hidrógeno no puede manifestarse en el gas, ya que se ha consumido en la reducción.

El oxígeno adicionado al aire para su enriquecimiento disminuye la concentración de nitrógeno en el gas aumentando la concentración de CO.

Si suponemos una inyección de aire seco no enriquecido con oxígeno la reacción resultante en los límites de la zona de oxidación puede explicarse en la siguiente forma:



La composición química de los productos de la reacción corresponde en este caso a 34.7% de CO y 65.3% de nitrógeno. Durante la inyección de aire enriquecido con oxígeno se puede escribir:



donde n debe ser menor de 3.76. El contenido de CO en este caso sería:

$$\%CO = \frac{2}{2+n} 100 > 34.7\%$$

y el de nitrógeno:

$$\%N_2 = \frac{n}{2+n} 100 < 65.3\%$$

En caso extremo; esto es con inyección de oxígeno puro sería:

$$n = 0 ; \text{ entonces } N_2 = 0 \text{ y } CO = 100\%$$

Debido a que con el enriquecimiento del aire con oxígeno disminuye el contenido de nitrógeno, disminuye también la cantidad total de aire necesario para quemar el coque, disminuyendo la cantidad de gas formado. En estas condiciones el coque arde en un espacio más pequeño, y debido a que es también menor la cantidad de calor que sale con los productos, la temperatura de combustión tiende a aumentar. Los valores calculados en la cantidad de aire y gas por cada kg de carbón quemado frente a las toberas, el contenido de CO en el gas y la temperatura teórica de combustión a diferentes grados de enriquecimiento del aire con oxígeno se encuentran en la tabla siguiente:

Parámetros teóricos de aire y gas a diferentes grados de enriquecimiento del aire con oxígeno

<i>Contenido de O₂ en el aire %</i>	<i>Cantidad correspondiente a 1 kg de C quemado junto a las toberas aire (Nm³)</i>	<i>Gas (Nm³)</i>	<i>Contenido de CO en el gas (%)</i>	<i>Temperatura teórica de combustión (°C)</i>
21	4.38	5.33	35.0	1880
25	3.70	4.66	40.0	2060
30	3.09	4.04	46.2	2280
40	2.33	3.27	57.1	2680
60	1.56	2.50	74.8	3290
96	0.97	1.90	98.0	4050

Nota: 1.- Consumo de aire en 1 kg de carbón calculado en base a 1% de humedad.

2.- Temperatura teórica de combustión suponiendo que el carbón se encuentra precalentado a 1400°C quemándose con el aire enriquecido a 600°C.

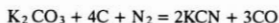
d) Evaporación de algunos elementos en el crisol y formación de compuestos de cianuro

Se ha mencionado ya que altas temperaturas en el crisol del Alto Horno motivan la evaporación de algunos elementos y compuestos.

El azufre en el crisol se evapora en gran escala pasando parcialmente al hierro, parte pasa a la escoria y parte sale con los gases. En una forma similar se comporta el fósforo pasando casi en su totalidad al metal. El manganeso se evapora fundamentalmente durante la producción de ferromanganeso y en zonas más arriba se oxida a Mn_3O_4 , el cual como un polvo fino escapa con los gases del tragante dificultando su limpieza.

Se ha mencionado también el SiO , el cual posiblemente sea la causa de que la carga del horno “se cuelgue” durante una marcha demasiado caliente.

La ceniza del coque y algunos minerales contienen también compuestos de metales alcalinos de los cuales parte (aproximadamente 70%) pasa a la escoria como Na_2O y K_2O y parte forma cianuros con el nitrógeno del aire. Por ejemplo, el K_2CO_3 reacciona con el carbono del coque y el nitrógeno del aire para formar KCN y CO.



Esta reacción reversible transcurre en el sentido de formación del KCN sólo a temperaturas por arriba de los 1 000°C. El transcurso de la reacción en sentido contrario se apoya no sólo en las temperaturas más bajas sino en los óxidos de hierro y el hierro reducido.

Los cianuros en el gas del tragante sólo se manifiestan en caso de tener altas temperaturas en el tragante del Alto Horno como es el caso de la fabricación de ferroaleaciones. Durante la producción de arrabio “frío” efectúan un círculo. En el crisol se evaporan, en lugares más fríos se condensan regresando de nuevo con la carga al crisol. Sin embargo, si el contenido de compuestos alcalinos en la carga es grande, los cianuros pueden causar el efecto de formar costras en las paredes del Alto Horno con contenidos de KCN hasta de 40%.

En una marcha normal, el gas del tragante ocupa relativamente muy poco KCN (por ejemplo en la producción del arrabio de aceración de 0.02 a 0.04 g/Nm³) mientras que en una marcha irregular su contenido llega hasta 1g/Nm.

6. Movimiento del gas y de la carga en el Alto Horno

El gas reductor formado en el crisol del Alto Horno y cuyos principales constituyentes son el CO, N₂ e H₂ circula a gran velocidad hacia el tragante. En su trayecto entrega su calor a la carga realizando su labor de reducción.

Por la reducción indirecta de los óxidos de hierro, manganeso, etc., el gas, gradualmente se enriquece con CO₂ y antes de salir del tragante su contenido alcanza hasta un 16%. A bajas temperaturas la capacidad reductiva del hidrógeno es pequeña y por eso su contenido en el gas es de 2 a 4%. Al gas se agregan pequeñas cantidades de CH₄ del coque de manera que el gas que sale del Alto Horno tiene generalmente la siguiente composición: 12 a 16 de CO₂, 24 a 30% CO, 2 a 4% H₂, aproximadamente 0.1% CH₄ y 53 a 57% N₂.

El crecimiento del CO₂ en el gas no es ocasionado sólo por la reducción indirecta sino también por la descomposición del CO y disociación de los carbonatos.

Para poder obtener una marcha adecuada del Alto Horno es necesaria una distribución adecuada de la corriente gaseosa a través de todo el horno con el objeto de que la carga se caliente y reduzca uniformemente. Sin embargo la distribución ideal del gas no es con el fin único de ceder calor y realizar la reducción sino también asegurar un descenso pleno de la carga. Para esto es necesario que mayor cantidad de gas circule cerca de las paredes de la cuba y en la zona del eje que en el resto de las zonas del horno. El objetivo es alcanzar una distribución de gases heterogénea que asegure la máxima labor térmica y química durante un rendimiento máximo del Alto Horno.

a) Conceptos sobre la circulación de los gases por la carga y sus aplicaciones en el Alto Horno

La circulación de los gases por la carga se puede representar como una corriente a través de pequeños canales paralelos unidos entre sí de forma y sección irregular.

Para determinar la pérdida de presión en la columna de la carga granulada se utilizan diversas fórmulas. La más usada es la de C. Furnace:

$$\Delta p = \xi \frac{w^2 \gamma}{2g} \frac{4H}{d_c} \quad (\text{mm de columna de agua}) \quad (1)$$

Donde: w = velocidad real de circulación (m/seg)

γ = peso específico del gas (kg/m³)

g = aceleración de la gravedad (9.81m/seg²)

H = altura de la carga granulada (m)

d_c = dimensión lineal equivalente de la corriente (m)

ξ = coeficiente de resistencia.

De acuerdo a N. M. Zavoronkov:

$$d_e = \frac{4\epsilon}{S} \text{ (m)} \quad (2)$$

La velocidad real de circulación w es la velocidad de circulación del gas en los intersticios formados entre las partículas calculada de la relación:

$$w = \frac{v}{\epsilon} \text{ (m/seg)} \quad (3)$$

Donde: v = velocidad de circulación del gas en el horno vacío la cual es igual a la cantidad total de gas por unidad de tiempo dividido entre la sección total de la capa.

ϵ = real permeabilidad de la carga (m^3/m^3)

S = superficie de todas las partículas de la capa (m^2)

El coeficiente de resistencia está dado por:

$$\xi = \frac{C}{R_c^n} \quad (4)$$

Donde: c = coeficiente.

n = exponente: para un movimiento laminar = 1

para un movimiento turbulento = 0

R_c = criterio de Reynolds dado por la siguiente relación:

$$R_c = \frac{wT_\epsilon^d}{\eta} \quad \text{ó} \quad R_c = \frac{w_\epsilon^d}{\mu} \quad (6)$$

Donde: η = coeficiente de viscosidad dinámica del gas (kg/mseg)

μ = coeficiente de viscosidad cinemática del gas (m^2/seg)

La superficie total de las partículas puede calcularse de la relación:

$$S = \Sigma k \frac{a}{b} (1 - \epsilon) \text{ (m}^2\text{)} \quad (7)$$

Donde: k = coeficiente en relación a la forma de la partícula.

a = cociente volumétrico de una fracción de partícula de dimensión b .

El coeficiente k para esferas y cubos es igual a 6. Para partículas de forma irregular se establece de tal forma que se determina la pérdida de presión en la capa de las partículas que se examinan comparándose con la pérdida de presión en la capa sobre un valor conocido de k . El valor de k para la materia prima del Alto Horno está establecido en la siguiente forma:

coque	6.0
mineral	7.7
aglomerado	7.8
caliza	7.65

La circulación laminar transcurre sin una pulsación localizada de la velocidad y se considera como el movimiento de las capas individuales, las cuales se deslizan mutuamente. En este caso el valor de n en la relación (4) es igual a 1; tomando la ecuación (1) la siguiente forma:

$$\Delta p_{\text{lam}} = \frac{C}{R_c} \frac{w^2}{2g} \frac{4H}{d_c}$$

sustituyendo el valor de R_c de la ecuación (5) y exponiendo $4HC = C'$

$$\Delta p_{\text{lam}} = \frac{C' \eta w}{d_c^2} \text{ (mm de columna de agua)} \quad (8)$$

Debido a que los pequeños canales en la capa del material granulado están formados por una gran cantidad de granos que se tocan entre sí, se puede llegar a una circulación de tipo laminar sólo si se tienen valores muy bajos del criterio de Reynolds.

La circulación turbulenta del gas es un movimiento irregular de las partículas de gas llegando a tenerse una pulsación localizada lo que trae un cambio de posición constante de las partículas de gas. En este caso el valor de n en la relación (4) es igual a 0 y la ecuación (1) tiene la siguiente forma:

$$\Delta p_{\text{turb}} = \frac{C' w^2}{2gd_c} \text{ (mm de columna de agua)}$$

b) Irregularidad en la circulación de los gases en el Alto Horno

Los espacios libres en la columna de la carga se pueden representar como pequeños canales de diferentes formas y secciones. Aun teniendo el caso ideal de tener una carga compuesta de partículas del mismo tamaño y de geometría regular, por ejemplo, de esferas iguales no se podría alcanzar una distribución uniforme de la corriente gaseosa. El motivo radica en que las paredes del Alto Horno son relativamente lisas y planas de manera que los pequeños canales junto a estas paredes son mucho más directos y lisos que en otras partes. Además la cuba del horno en dirección hacia abajo se amplía y por eso la carga junto a las paredes cuando baja, se desintegra. Ambas

influencias conducen a una circulación muy intensa sobre las paredes. Con la combustión del coque en las zonas de oxidación del crisol, las cuales se encuentran relativamente cerca de las paredes, se apoya la circulación del gas en la periferia y sólo una suficiente energía cinética del aire mueve la corriente gaseosa en dirección al eje del horno.

La irregularidad en la circulación de los gases es ventajosa en aquellos casos en donde se requiere acelerar el descenso de la carga, incrementar el grado de reducción o mejorar la transmisión de calor. Cualquier otro tipo de irregularidad es perjudicial a los índices técnico-económicos. En el caso de tener demasiada alta velocidad de circulación de los gases en cualquier sección del horno, éstos no se aprovechan desde el punto de vista químico y de energía térmica. En esta forma los gases salen del Horno relativamente calientes conteniendo mucho CO no aprovechando. Por el contrario una muy baja velocidad de circulación produce un rendimiento sumamente bajo en el horno. Lo mismo sucede para la cantidad de los gases.

La forma de determinar la intensidad de circulación se lleva a cabo frecuentemente utilizando sondas que a ciertos intervalos se introducen en sitios opuestos del horno, tomándose gradualmente muestras de diferentes sitios del tragante (de 2 a 5 m bajo el nivel superior de la carga)

En la figura 23 se tienen tres casos diferentes de distribución del contenido de CO₂ en el gas y de las temperaturas (las cuales se miden empleando termopares simultáneamente en el sitio donde se toman las muestras en dirección radial de la sección del tragante). El primer diagrama indica lo que se denomina *marcha externa* del A. Horno la cual está caracterizada por una circulación muy intensa de los gases a través de las paredes del Alto Horno. En este caso el contenido de CO₂ más bajo se encuentra junto a las paredes lo que deduce el poco aprovechamiento de la capacidad de reducción del gas. Debido a que en esta parte del horno se tiene un aprovechamiento deficiente de la energía térmica del gas, la temperatura en este sitio resulta ser la más elevada. La temperatura promedio del gas es, sin embargo, baja.

En la figura 23b se indica el ejemplo del intenso desarrollo de una *marcha interna* del Alto Horno. En este caso el contenido más bajo se encuentra en el eje del tragante y la temperatura del gas resulta la más alta. La temperatura promedio es relativamente alta. Esta marcha inadecuada se refleja con un movimiento muy bajo o casi imperceptible del coque en el foco de la zona de oxidación, un descenso irregular de la carga, aumento de la temperatura del arrabio, de su contenido de silicio, manganeso y carbono. Durante una marcha interna del Alto Horno a menudo se induce a que la carga se cuelgue debiéndose en este caso disminuir bruscamente la cantidad y la presión del aire inyectado, con el objeto de disminuir o detener completamente la fuerza del gas. Esta marcha irregular conduce casi siempre a un enfriamiento del crisol, a un aumento en el consumo específico de combustible y a un empeoramiento en la calidad del arrabio (crece el contenido de azufre), el resultado es una reducción en la producción del horno.

La figura 23c indica una marcha correcta y normal con una distribución adecuada de la circulación del gas en la sección del tragante. Los gases circulan con mayor intensidad tanto en las paredes como en la parte central del horno, al mismo tiempo el contenido de CO₂ cerca del eje es en general de 2 a 3% menor que en la periferia. El mayor contenido de CO₂ en el gas y su temperatura más baja se encuentran siempre a cierta distancia de la pared del horno debido a que en estos lugares hay mayor cantidad de mineral. De acuerdo con experiencias, la distancia desde la pared del horno donde se tiene el máximo de CO₂ no debe ser mayor que 1/3 del radio del tragante. Mientras mejor preparación se tenga de la carga, mayor será el contenido máximo de CO₂ en el gas, pudiendo llegar a alcanzar hasta un 18 a 20%.

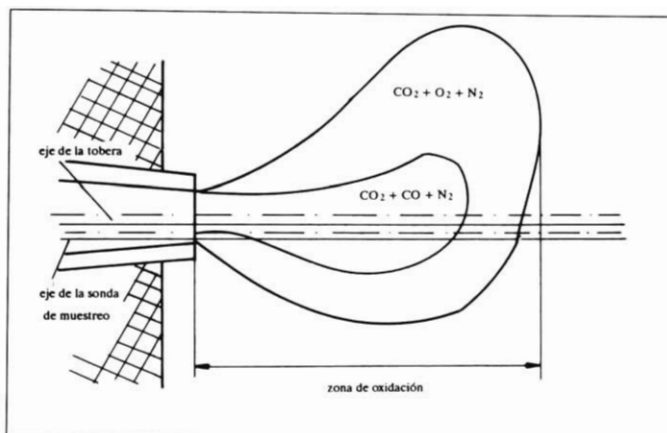


Fig. 21. Representación de la zona de oxidación frente a las toberas.

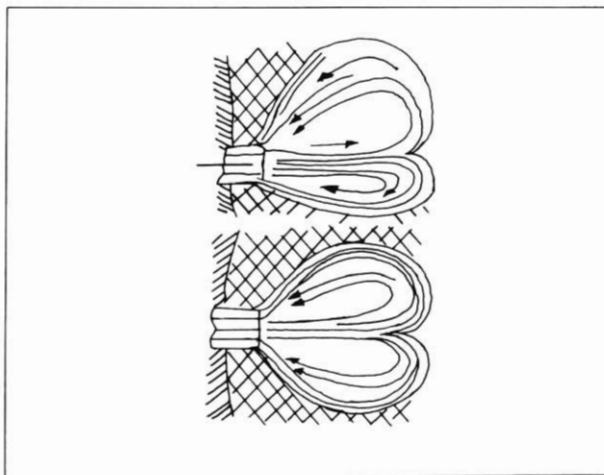


Fig. 22. Esquema del movimiento del coque frente a la tobera.

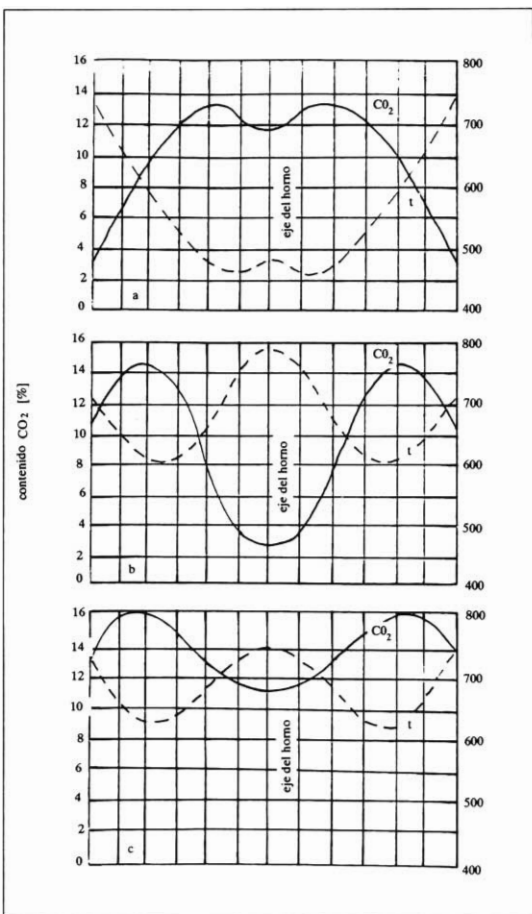


Fig. 23. Distribución del contenido de CO₂ y de las temperaturas del gas en dirección radial de la sección del tragante. a) Marcha exterior muy activa del Alto Horno. b) Marcha interior muy activa del Alto Horno. c) Marcha correcta y normal del Alto Horno.

La temperatura más alta del gas no necesariamente corresponde a un contenido más bajo de CO_2 como se muestra en la figura 23. Si el gas circula por pequeños canales formados de caliza o mineral fácilmente reducible, el contenido de CO_2 en estos lugares puede ser mayor, sin que esencialmente deje la temperatura del gas.

La distribución de las corrientes de gas y con esto la marcha del Alto Horno está influida por toda una gama de factores. De los más importantes se encuentran la composición granulométrica de la carga, método de verter la carga al Horno (el orden de los componentes de la carga, volumen de la carga, nivel de llenado etc.), control de la cantidad, presión, temperatura y humedad del aire inyectado, cambio de la presión del gas en el tragante y otros factores como el perfil mismo del horno, etcétera.

c) Métodos de control de los gases circulantes por descarga de la materia prima

Los factores que tienen influencia en la colocación de la materia prima según sus propiedades físicas en la sección del tragante, se dividen en dos grupos:

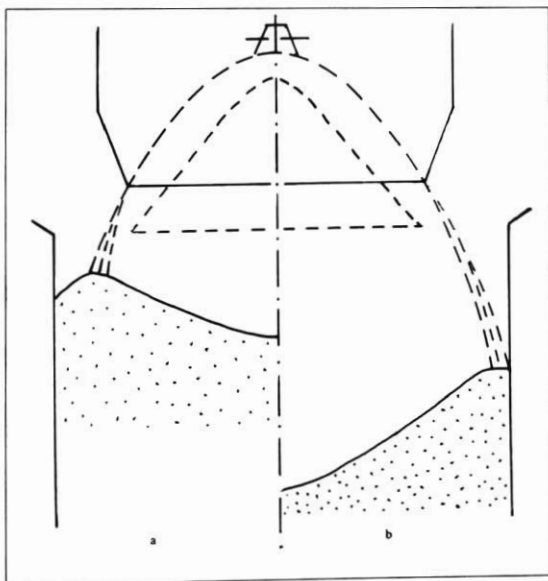


Fig. 24. Influencia del nivel de carga en la concentración de partículas finas. a) horno lleno. b) horno casi vacío.

En el primero se encuentran los elementos de construcción del Alto Horno y sus instalaciones para verter el mineral: Perfil del horno, tamaño del espacio existente entre el canto superior de la campana y la pared del tragante ángulo de inclinación de la campana y la velocidad de su movimiento hacia abajo.

En el segundo grupo se encuentran los elementos tecnológicos que pueden cambiarse durante las operaciones siendo parte de la producción: Nivel de la columna de carga, volumen de las cargas individuales, orden de colocación del depósito de la instalación para descargar, y finalmente la cantidad, presión, temperatura, humedad y grado de enriquecimiento con oxígeno del aire inyectado y en ciertos casos la inyección de diversos combustibles por las toberas del horno.

El nivel de la carga del horno es la distancia que hay entre ella y la parte inferior de la campana. Con el objeto de evitar fallas en el sistema por un sobrellenado del horno, se considera como nivel cero cuando la distancia es de 0.3 a 0.5 m Debido a que la carrera de la campana es a menudo de 0.8 m entonces el nivel cero será de 1.1 a 1.3 m por debajo de la campana cerrada. Antes de introducir una nueva carga el nivel debe contarse entre 2.1 a 2.8 m bajo el nivel de la campana cerrada.

El nivel se mide ya sea con sondas o instrumentos que trabajan bajo el principio del radar.

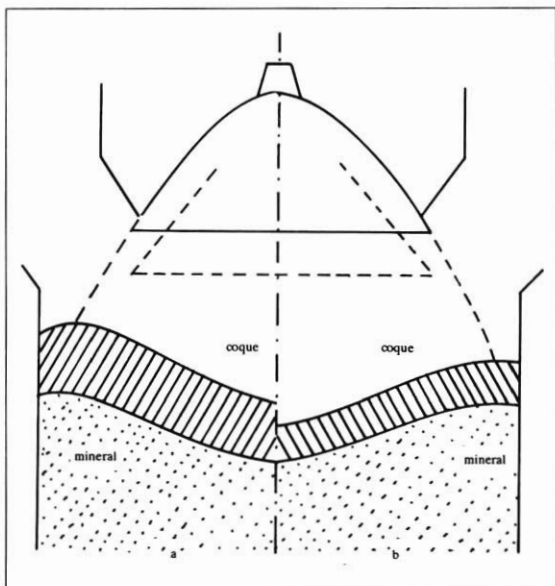


Fig. 25. Influencia del tamaño de la carga en la colocación del mineral en el Alto Horno. a) carga grande. b) carga pequeña.

La influencia del nivel de la carga en la concentración de las partículas finas de la carga se nota en la figura 24. Con un pleno llenado del horno (poca altura en la caída de la materia prima: fig. 24a) el peine del perfil de descarga se encuentra a una distancia mayor que en el segundo caso (24b) donde el nivel se encuentra más abajo.

Debido a que la mayor parte de las partículas finas permanece en el sitio de caída, esta parte de la columna de carga será la que tenga menor permeabilidad y la mayor cantidad de gases circulará en aquellas zonas donde exista la menor concentración de las partículas finas. En el primer caso (24) esto será en el eje y a lo largo de las paredes del Alto Horno, mientras que en el segundo la circulación de los gases será limitada a lo largo de las paredes.

Una mayor profundidad del nivel de carga se selecciona sólo en aquellos casos donde sea necesario limitar la circulación de los gases sobre las paredes. En la práctica, sin embargo, no se permite un nivel mayor de 2 m del nivel cero debido a que podrían rebotar los fragmentos de mayor tamaño (fundamentalmente el coque) de la pared del tragante ocasionando el desarrollo de una marcha interna del Alto Horno. El mantenimiento de un alto nivel de carga o sea "horno

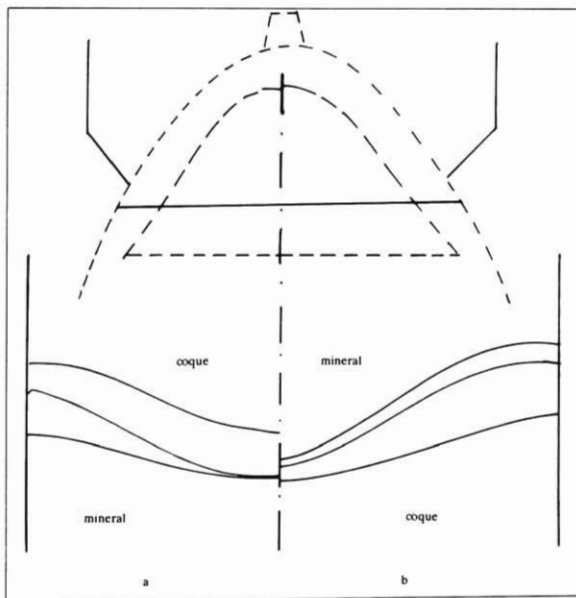


Fig. 26. Influencia del orden de los componentes de la carga en su distribución en el tragante. a) orden mineral-coque. b) orden coque-mineral.

lleno" es por otro lado útil debido a que un aceleramiento de la corriente gaseosa provoca un fácil descenso de la carga y con esto una buena marcha.

El volumen de las cargas tiene también una gran influencia en la distribución de la materia prima en el tragante y con esto en la circulación de los gases. Su altura fluctúa entre 0.5 a 0.8 m

La forma como se depositan las capas va en relación con el ángulo de descarga natural de la materia prima. El mineral en tamaños muy pequeños y muy seco tiene poco ángulo y se incrementa con la humedad. El mineral de tamaños grandes tiene mayor ángulo y se aproxima al ángulo de descarga del coque. El aglomerado tiene relativamente un ángulo grande por su muy irregular configuración.

El orden más común para el llenado del horno es mineral-coque (MC₁); es decir, la tolva de carga se llena con mineral y caliza y después con coque. Toda esta carga después por medio de la campana se vierte al horno (ver figura 25), en el lado izquierdo se tiene mayor cantidad que en el derecho. Cantidades grandes de mineral no sólo rellenan los intersticios entre las partículas de coque de la carga anterior, sino que también se mueve hacia la pared y a la parte central del horno. Por el otro lado pequeñas cantidades de mineral bastan para rellenar los intersticios de la carga anterior y sólo una pequeña cantidad se distribuye en ambos lados del peine de descarga. De esto se deduce que una carga pequeña propiciará la circulación de los gases por el centro del horno donde existe una mucha mayor relación coque-mineral.

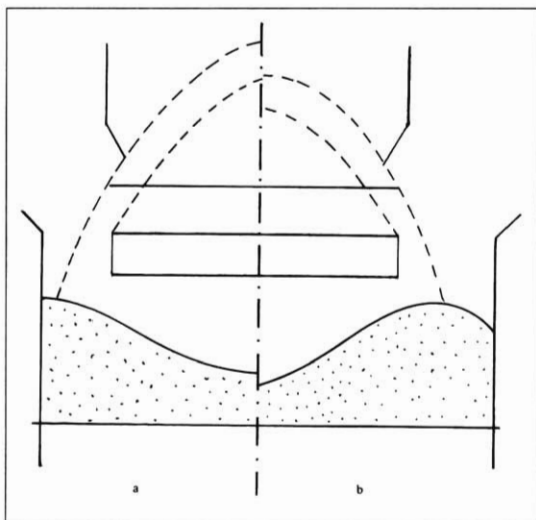


Fig. 27. Influencia del tamaño relativo de la campana en la colocación de la materia prima en el tragante. a) campana grande. b) campana chica.

Los órdenes de la materia prima vertida con toda la carga pueden ser mineral-coque (MC₁) o coque-mineral (CM₁). El primer método es el más común utilizado durante una marcha normal del Alto Horno. El segundo se aprovecha sólo en casos especiales.

De acuerdo con la figura 26 se puede explicar la influencia del orden de carga en su distribución en el tragante. En el caso mineral-coque se hace valer la influencia del movimiento de la carga de coque anterior y por eso la carga de mineral se concentra en la circunferencia del tragante. Durante el orden coque-mineral esta influencia no es tan marcada, la carga de coque forma un perfil con un ángulo de descarga relativamente grande moviéndose mayor cantidad de mineral a la parte central. La práctica confirma esta conclusión ya que este método (coque-mineral) es un medio bastante efectivo para alcanzar una circulación de gases intensa por las paredes del horno.

La influencia del tamaño de la campana en el depósito del mineral se ve en la figura 27. Cuando el tamaño de la campana en relación al diámetro del tragante es grande, las partículas finas de la carga se depositan junto a la pared del horno alcanzándose una circulación intensa de los gases por la parte central del horno. Con una campana más chica el gas circula intensamente por las paredes. Esta influencia puede ser ejercida sólo en grandes reparaciones del horno.

Se ha mostrado que la distancia entre la parte inferior de la campana y la pared del horno debe ser de 500 a 900 mm; el límite inferior es válido para Altos Hornos pequeños con carga poca acondicionada y el límite superior para grandes hornos con alto grado de acondicionamiento de la carga.

7. Principales parámetros del Alto Horno

El rendimiento y rentabilidad de los Altos Hornos que trabajan en condiciones diferentes, se juzgan de acuerdo con una serie de parámetros.

La producción depende fundamentalmente de su volumen utilizable, intensidad de trabajo y fundamentalmente consumo medio de combustible.

a) Coeficiente de aprovechamiento del volumen útil del Alto Horno

Comúnmente se entiende como volumen útil V_u al espacio interior del horno limitado por su perfil original; esto es sin tomar en cuenta el desgaste durante la producción del nivel del eje central de picada del arrabio al nivel del lado inferior de la campana (altura H_u).

En USA V_u es el espacio interior del horno limitado en la parte inferior por el nivel del eje de las toberas, en otros países este espacio es limitado por el eje de picada de la escoria. La primera consideración resulta más aceptable, ya que en el crisol transcurren importantes reacciones de reducción directa de los óxidos y la transición del azufre al hierro.

El espacio interior del Alto Horno del nivel de las toberas al nivel inferior de la campana se denomina volumen activo V_a .

El coeficiente de aprovechamiento del volumen útil explica la cantidad de este volumen necesario para producir 1 ton de arrabio por 24 hs.

$$K_u = \frac{V_u}{P} \quad (\text{m}^3/24\text{hs/t})$$

Donde: K_u = coeficiente de utilización del volumen útil.

V_u = volumen útil del A. Horno (m^3)

P = proporción de arrabio en 24 hs (ton)

El valor de este coeficiente depende de toda una gama de factores, los más importantes son el grado de riqueza de la carga de mineral, su grado de acondicionamiento, consumo medio de combustible, cantidad de aire inyectado por unidad de tiempo, grado de desarrollo de la técnica de producción, perfil del horno, etc. Los mejores resultados pueden llegar hasta $0.5\text{m}^3/\text{ton}$ de arrabio/24hs.

b) Factor de intensidad

Este factor se utiliza frecuentemente y explica la cantidad de coque que se consume por cada m^3 de volumen útil del Alto Horno por 24 hs.

$$I = \frac{K}{V_u} \quad (\text{ton/m}^3/24\text{hs})$$

Donde: I = factor de intensidad

K = cantidad de coque consumido en 24 hs (ton)

Debido a que el consumo medio de coque K_m es la cantidad de coque que consume para producir 1 ton de arrabio:

$$K_m = \frac{K}{P} \quad (\text{ton/ton de arrabio})$$

la relación entre I y K_m está dada por la ecuación:

$$K_m = \frac{I V_u}{P} \quad (\text{ton/ton de arrabio})$$

la relación entre K_m , I y K_u es:

$$K_u = \frac{V_u}{P} = \frac{K_m}{I}$$

K_u puede explicarse con la relación k_m y I. No es recomendable explicar los tres factores mencionados en forma separada ya que pueden conducir a conclusiones engañosas. Si se tiene que valorizar I, es necesario evaluar al mismo tiempo K_m y el trabajo en el Alto Horno es exitoso si un alto índice I corresponde a un bajo consumo K_m . A una forma similar se llega en la valorización de K_u en base a I ya que durante la refusión de desecho metálico se alcanzan valores altos de K_u , sin embargo la intensidad de trabajo real del Alto Horno puede ser pequeña.

c) Coeficiente de intensidad de combustión del coque

Se utiliza en algunos países e indica la cantidad de coque que se consume en 24 hs. en 1 m² de sección del crisol o de lo que se denomina parte activa.

$$i = \frac{K}{F}$$

Donde: i = coeficiente de intensidad de combustión del coque (t/m²/24hs)

F = superficie del crisol a la altura de las toberas (m²)

El coeficiente se determina considerando que la cantidad de coque quemado por unidad de tiempo es directamente proporcional a la sección del crisol a la altura de las toberas.

d) Tiempo de fusonado

Es el tiempo que tarda en pasar por todo el horno desde el momento de cargar por el tragante hasta el momento de llegar al nivel de las toberas y se explica en horas.

$$r = \frac{V_o}{V_1} \quad (1)$$

Donde: V_o = volumen activo del Alto Horno (del nivel de carga al nivel de las toberas/m³)
 V_1 = volumen total de materia prima consumida por hora (m³)

Debido a que el volumen del crisol del nivel de picada del arrabio al nivel de las toberas más el volumen de la parte del tragante del nivel de carga al nivel de la campana liberada es de aproximadamente 15% del volumen útil del Alto Horno:

$$V_u = 1.15V_o, \text{ entonces } V_o = \frac{V_u}{1.15}$$

El volumen total de la materia prima consumida por el horno de 1 hora V_1 no es igual que el volumen de la carga, debido a que esta materia prima a su paso a través del horno en la zona de altas temperaturas se ablanda disminuyendo su volumen.

$$V_1 = \frac{PV_m (1 - f)}{24} \quad (2)$$

Donde: V_m = volumen medio de materia prima por cada ton. de arrabio sin una disminución del volumen (m³/ton. de arrabio)
 f = coeficiente de disminución de volumen (contracción)

Sustituyendo (2) en (1) tenemos:

$$r = \frac{V_u}{1.15V_m (1 - f) P} \times 24 \text{ (hrs.)}$$

sabemos que:

$$\frac{V_u}{P} = K_u$$

de lo que sale la relación para calcular el tiempo de fusonado del valor del coeficiente de utilización del volumen útil del Alto Horno y del valor del volumen medio de materia prima por cada tonelada de arrabio.

$$r = 24 \frac{k_u}{1.15 V_m (1 - f)} \quad (\text{hrs.}) \quad (3)$$

El coeficiente de contracción de la carga en Altos Hornos que utilizan coque como combustible es de 0.125 y en los hornos que utilizan carbón de madera de 0.25.

En el primer caso:

$$r = \frac{24 K_u}{V_m} \quad (\text{hrs.}) \quad (4)$$

Si se conoce el tiempo de fusonado y el volumen de la materia prima, se puede calcular el coeficiente de aprovechamiento del volumen útil del Alto Horno.

$$K_u = 0.4 r V_m \quad (\text{m}^3/24\text{hs/ton.}) \quad (5)$$

e) Tiempo de paso del gas por el Alto Horno

Este factor al igual que el tiempo de fusonado se determina con suficiente precisión con ayuda de isótopos radioactivos. J. A. Kopyrin y M. J. Ostrouchov inyectaron helio a un cilindro de presión (60 a 150 at) a la corriente de aire soplado por medio de un tubo introducido a la tobera. Las muestras de gases tomadas de la parte superior del horno fueron analizadas por el método electrométrico. La sensibilidad del aparato al helio fue de 5×10^{-11} mm Hg.

El tiempo de paso del gas por el Alto Horno puede determinarse con un cálculo. Si se supone que el volumen de todos los espacios libres en la carga es de 36%, entonces su volumen total en el volumen activo del Alto Horno es de $0.36 V_o$. Si por cada tonelada de coque se tienen 10 400 m³ de gas (a una temperatura y presión reales), entonces la cantidad de gas que pasa por el horno en 1 seg. será:

$$10\,400 \frac{K}{86\,400} \quad (\text{m}^3/\text{seg.})$$

donde K explica la cantidad de coque consumido en 24 hrs. y 86 400 el número de segundos en 24 hrs.

El tiempo que permanecen los gases en el horno r_g será:

$$r_g = \frac{0.36 V_o}{10\,400 \frac{K}{86\,400}} = 3 \frac{V_o}{K}$$

$$\text{debido a que } V_o = \frac{V_u}{1.15} \quad ;$$

la fórmula aproximada para calcular el tiempo de paso de los gases por la carga será:

$$\tau_g = 2.6 \frac{V_u}{K} \quad (\text{seg.}) \quad (6)$$

El tiempo de paso de los gases por el Alto Horno será mayor, mientras mayor sea el volumen útil del horno y menor coque se consuma por unidad de tiempo. De acuerdo con datos de ciertos autores se determinaron los siguientes valores de τ_g :

O.R. Rice	2.7 a 5.2 seg.
F.F. Kolesalov	1.7 a 2.5 seg.
A.P. Ljuban	2.5 a 3.4 seg.

f) Cantidad de aire inyectado

Si se supone que el coque contiene 84% de carbono y de que de toda la cantidad total de coque cargado al 20% se consume en la reducción y carburización del arrabio y el 80% se quema frente a las toberas, la cantidad de aire correspondiente a 1 ton. de coque consumido se calcula en la siguiente forma:

Por 1 kg $\frac{C}{CO}$ se consumen $\frac{22.4}{2 \times 12}$ Nm³ de oxígeno y $\frac{3.76 \times 22.4}{2 \times 12}$ Nm³ de nitrógeno, esto es 4.44 Nm³ de aire.

Por cada kg de coque se consumen $4.44 \times 0.8 \times 0.84 = 3 \text{ Nm}^3$ de aire y por cada tonelada de coque 3 000 Nm³ de aire. El consumo por minuto sería:

$$Q_{\min} = \frac{3\,000 \text{ KmP}}{24 \times 60} = 2 \text{ KmP}$$

$$Q_{\min} = 2K \quad (\text{Nm}^3/\text{min}) \quad (7)$$

De la ecuación (7) se deduce un dato práctico sobre la cantidad de aire inyectado por minuto, el cual numéricamente debe corresponder al doble de coque consumido por 24 hrs. en toneladas.

8. Cálculo de cargas y balance térmico

En este capítulo se analizan los métodos utilizados para determinar el peso del material que se introduce al Alto Horno (combustible, minerfundente y aire) y el peso del material que sale de él (arrabio, escoria, gas y material desprendido). Es necesario considerar la cantidad de material de entrada y salida en un intervalo de tiempo (24, 48 hrs., etc.) y con esto determinar el consumo de los componentes de la carga por tonelada de arrabio y además el rendimiento de la escoria y la cantidad de polvo desprendido del horno. Se determina la cantidad de aire entregado al horno y la cantidad de gas producido por cálculo. Para esto es necesario conocer la composición química del gas, arrabio, fundente, material desprendido y coque; además se debe disponer de algunos datos sobre la composición de la materia prima.

A continuación mencionaremos algunos de los métodos utilizados para el cálculo de cargas.

Método racional

El arrabio y su escoria se encuentran caracterizados fundamentalmente por su composición química.

El arrabio está determinado usualmente por el contenido de Fe, Mn, y otros elementos (n). La escoria está dada por el contenido de SiO_2 , CaO y Al_2O_3 , a menudo también MnO , MgO y otros compuestos (m). Para formar el arrabio y la escoria correspondiente con la composición requerida debe encontrarse en la carga ($m + n$) de estos elementos y compuestos contenidos en ($m + n$) minerales y fundentes.

Si conocemos la composición química de la materia prima y de esto la cantidad de elementos y compuestos del futuro arrabio y escoria podemos establecer unas ecuaciones en las cuales las incógnitas son la cantidad de minerales y fundente por el valor unitario de combustible cuya composición debemos de conocer.

El número de elementos que determinan el arrabio es generalmente $n=2$, la escoria se caracteriza por el contenido de 5 compuestos, SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , MnO , MgO ; o sea $m=5$; el número de incógnitas será $(m+n)=7$ y la carga debe contener 6 clases de mineral y fundentes. Para el cálculo de la carga será necesario presentar 7 ecuaciones. Sin embargo generalmente no se cuenta con tantos tipos de mineral y el cálculo para la solución de 7 ecuaciones con 7 incógnitas no es precisamente una tarea muy fácil.

Si es suficiente determinar el contenido de hierro y de un elemento extra en el arrabio y el contenido de 2 componentes de la escoria, se disminuye el número de ecuaciones a 4, en la carga debe entonces existir 2 clases de minerales y fundentes.

En lugar de una cantidad absoluta de componentes en la escoria a menudo se calcula su cantidad relativa, esto es la relación $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 : \text{RO}$ y la relación $\text{RO}:\text{SiO}_2$ donde RO indica la suma de los óxidos básicos CaO , MnO y MgO . Algunas veces se calcula con la relación $\text{CaO}:\text{SiO}_2$.

Muy a menudo se resuelven casos cuando se encuentran en la carga dos minerales y fundente,

o sea tres incógnitas, resolviéndose con una ecuación para determinar el contenido de hierro en el arrabio y con dos ecuaciones para determinar la relación $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 : \text{RO}$ y la relación $\text{RO}:\text{SiO}_2$.

Los métodos de un cálculo racional de la carga no cabe siempre utilizarlos debido a que las características de la composición del mineral y de su ganga son tales que no es conveniente determinar el peso y algunas veces ni la composición de la escoria, ya que los minerales no pueden ser reunidos en la carga en la relación requerida. En este caso es necesario utilizar algunos de los cálculos simples (por ejemplo, sólo el contenido de hierro y un componente de la escoria).

Después de resolver las ecuaciones y determinar la cantidad de cada uno de los minerales y fundentes en la carga se realiza un balance de la materia prima para ver si la cantidad y composición de la escoria es correcta.

Ejemplo: Se debe calcular la composición de la carga para producir arrabio de fundición con un contenido de 3% de silicio, el contenido de carbono y demás elementos tiene que ser aproximadamente de 3.75%.

La composición de la materia prima es la siguiente:

Componentes	Mineral núm. 1	Mineral núm. 2	Caliza	Coque	
SiO_2	10.64%	13.07%	1.5%	43kg	por 1 000kg de Coque
Al_2O_3	2.07%	9.35%	0.5%	22.5kg	" " "
CaO	—	0.28%	53.2%	6.0kg	" " "
MgO	—	0.04%	0.95%	1.4kg	" " "
Fe	61.1 200%	51.95%	—	16.1kg	" " "
Mn	1.0%	—	—	0.22kg	" " "
P	0.09%	0.028%	—	0.31kg	" " "
S	—	—	—	17.5kg	" " "

El consumo específico de coque, o sea la cantidad de coque por cada ton. de arrabio se supone de 1.2 ton/ton.

La carga se calcula por cada 1 000 kg de coque.

El contenido de Fe en el arrabio con la composición requerida será:

$$100 - 3 - 3.75 = 93.25\% \text{ Fe};$$

para un consumo específico de coque de 1.2 la cantidad de arrabio por 1 000 kg de coque será:

$$1\,000 \frac{1}{1.2} = 833.33 \text{ kg de arrabio}$$

La cantidad de hierro en esta cantidad de arrabio será:

$$833.33 \times 0.9325 = 777.08 \text{ kg Fe}$$

Junto con el coque entra a la carga, de acuerdo con su análisis, 16.1 kg de Fe por 1 000 kg de coque, cantidad que debe ser descontada:

$$777.08 - 16.1 = 760.98 \text{ kg Fe,}$$

para obtener la cantidad de Fe que deben contener los minerales.

El contenido de silicio en el arrabio debe ser de 3%, esto es:

$$833.33 \times 0.03 = 25 \text{ kg Si;}$$

por lo que debemos calcular la cantidad de SiO_2 que debe ser reducido a esta cantidad:

$$25 \frac{60}{28} = 53.5 \text{ kg SiO}_2 \text{ (peso atómico del Si=28; molecular SiO}_2 = 60)$$

Para transferir el azufre del coque a la escoria, suponemos que de los 17.5 kg pasan a la escoria 15 kg por cada 1 000 kg de coque, por lo que:

$$15 \frac{60}{32} = 18.7 \text{ kg Ca}$$

lo que corresponde a:

$$\frac{56}{40} = 18.7 = 26.18 \text{ kg CaO}$$

durante esto se forma:

$$\frac{72}{40} = 18.7 = 33.66 \text{ kg CaS en la escoria}$$

(peso atómico del calcio = 40; peso molecular CaO = 56, p. at. S = 32; p. mol. Ca = 72)

En la carga se encuentran 2 minerales y caliza; el cálculo de sus cantidades para 1 000 kg de coque en la carga lo realizamos con ayuda de la relación $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$ la cual tiene un valor de 2 para el arrabio de fundición y la relación $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 : \text{RO}$ para este mismo arrabio es de 1.0. Con esto tenemos dadas las condiciones para 2 ecuaciones.

La 3a. ecuación la establecemos para la cantidad de hierro que debe encontrarse en la carga de mineral. Las incógnitas de estas 3 ecuaciones son:

- x cantidad de mineral núm. 1.
- y cantidad de mineral núm. 2.
- z cantidad de caliza en 1 000 kg de coque.

1.- La ecuación se establece de acuerdo a la condición $\text{SiO}_2 = 2\text{Al}_2\text{O}_3$ $2(0.0207x + 0.0935y + 0.005z + 22.5) = 0.1064x + 0.1307y + 0.015z + 43$ (del coque) - 53.5 (para el silicio requerido para el arrabio)

2.- La ecuación se establece de acuerdo a la condición $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 = \text{CaO} + \text{MgO}$: $0.1064x + 0.0207x + 0.1307y + 0.0935y + 0.015z + 0.005z + 43 + 22.5 - 53.5 = 0.0028y + 0.0004y + 0.532z + 0.0095z + 6 + 1.4 - 26.18$

3.- La ecuación debe reunir la condición de que la cantidad de Fe en una carga es igual a la suma de los contenidos de Fe en cada uno de los minerales: $760.98 = 0.6112x + 0.5195y$
Simplificando las ecuaciones tendríamos:

$$\begin{aligned} 1.- & 0.065x + 0.0563y - 0.005z = -55 \\ 2.- & 0.1271x + 0.2212y - 0.5215z = -30.78 \\ 3.- & 0.6112x + 0.5195y = 760.98 \end{aligned}$$

con la solución de estas ecuaciones tendríamos:

$x = 1033.65$ cantidad de mineral núm. 1 para 1 000 kg de coque
 $y = 248.72$ cantidad de mineral núm. 2 para 1 000 kg de coque
 $z = 417.0$ cantidad de caliza para 1 000 kg de coque.

Realizamos ahora el control del cálculo por el análisis de cada uno de los componentes de la carga y por su distribución en el arrabio y escoria.

La carga está compuesta de: 1 033.65 kg de mineral núm. 1
248.72 kg de mineral núm. 2
417.00 kg de caliza
1 000.00 kg de coque.

El análisis de los diferentes compuestos en la materia prima es el siguiente:

Material prima	%	SiO_2 kg	%	Al_2O_3 kg	%	CaO kg	%	MgO kg
del mineral núm. 1	10.64	109.98	2.07	21.4	—	—	—	—
del mineral núm. 2	13.07	32.51	9.35	23.26	0.28	0.7	0.04	0.1
de la caliza	1.5	6.25	0.5	2.09	53.2	221.84	0.95	3.96
del coque	—	43.0	—	22.5	—	6.0	—	1.4
		—		—		—		—
		191.74		69.25		228.54		5.46

De la cantidad total de SiO_2 en la carga se consumen en la reducción 25 kg de silicio necesarios para el arrabio (53.5 kg SiO_2). Para eliminar 15 kg de azufre se consumieron 26.18 kg de CaO formándose durante la combinación 33.6 kg de CaS , el cual pasa a la escoria.

En la escoria encontramos entonces:

SiO_2 191.74-53.5 = 138.24 kg (30.38%)
 Al_2O_3 = 69.25 kg (15.22%)

CaO	228.54-26.18 = 202.36 kg (44.46%)
MgO	= 5.46 kg (1.22%)
MnO	= 6.00 kg (1.32%)
FeO	= 0.00 kg (0.00%)
CaS	= 33.66 kg (7.40%)

Total	454.9kg	100.00%
-------	---------	---------

En la carga se encuentran estos componentes del arrabio:

Hierro:

mineral núm. 1	1033.65 x 0.6112 = 631.77 kg
mineral núm. 2	248.72 x 0.5195 = 129.20 kg
caliza	= 0.00 kg
coque	= 16.10 kg

Total de Fe	777.07 kg
-------------	-----------

Manganeso:

mineral núm. 1	1033.65 x 1% = 10.34 kg
mineral núm. 2	= 0.0 kg
caliza	= 0.0 kg
coque	= 0.22 kg

Total de Mn	10.56 kg
-------------	----------

Fósforo:

mineral núm. 1	1033.65 x 0.09% = 0.93 kg
mineral núm. 2	248.72 x 0.028% = 0.07 kg
caliza	= 0.0 kg
coque	= 0.31 kg

Total de P	1.31 kg
------------	---------

Azufre:

coque	= 17.5 kg
-------------	-----------

Total de S	17.5 kg
------------	---------

La transferencia de silicio al arrabio fue de 25 kg formado por la reducción de 53.5 kg SiO_2 . De la cantidad total de Mn en la carga, pasa al arrabio cerca de un 56% (para arrabio de fundición cabe alcanzar una recuperación de Mn de 50 a 60% en minerales de alta ley) esto es aproximadamente 5.9 kg, el resto 4.65 kg pasa a la escoria como MnO (6 kg de MnO).

Del azufre del coque, que es de 17.5kg pasa como ya se había supuesto a la escoria 15 kg en forma de CaS que pesa 33.66 kg, parte del azufre es capa (aproximadamente 2.33 kg), entonces:

$$17.5 - 2.33 - 15 = 0.17 \text{ kg};$$

cantidad que pasa al arrabio.

Al arrabio pasa el total de fósforo contenido en la carga, o sea 1.3 kg. La cantidad de carbono que pasa al arrabio, la confirmamos en tal forma que del peso total del arrabio (833.33 kg) descontamos el peso de los diferentes elementos: $833.33 - 777.07 - 25 - 5.9 - 0.17 - 1.31 = 23.88 \text{ kg de C}$.

El arrabio contiene pues, por cada 1 000 kg de coque:

Fe	777.07 kg	93.25%
Mn	$10.56 \times 0.56 = 5.90 \text{ kg}$	0.71%
P	1.31 kg	0.16%
Si	Por reducción de 53.5 kg SiO_2 ; 25 kg	
S	$17.5 - 15.0 - 2.33 = 0.17 \text{ kg}$	0.02%
C	23.88 kg	2.86%
<hr/>		
Total	833.33kg	100.00%

Método de A. N. Ramm

Determina la composición de la carga de acuerdo con una fórmula empírica que contiene todos los factores principales que influyen en la composición del arrabio. Esta fórmula puede utilizarse para todos los tipos de arrabio:

$$\text{RO} = 50 - 0.25 (\text{Al}_2\text{O}_3) + 3 (\text{S}) \frac{0.3 [\text{Si}] + 30 [\text{S}]}{\text{A}}$$

Donde: RO es la suma de todos los óxidos básicos: CaO, MgO, MnO y FeO en %.

(Al_2O_3) = contenido de Al_2O_3 en la escoria en %.

(S) = contenido de azufre en la escoria en %.

[Si] = contenido de silicio en el arrabio %.

[S] = contenido de azufre en el arrabio en %.

A = peso relativo de la escoria.

Esta ecuación básica fue más tarde cambiada para usos prácticos en la siguiente forma:

$$\text{RO} = \text{CaO} + \text{MgO} - \text{SiO}_2 - 0.5\text{Al}_2\text{O}_3 - 6.5\text{S} + 1.285 (1 - \eta_{\text{Fe}}) + 1.29 (1 - \eta_{\text{Mn}}) \text{Mn} + 2.73 [\text{Si}] + 66.5 [\text{S}]$$

En esta ecuación η_{Fe} y η_{Mn} representan el grado de reducción del Fe y Mn y es teóricamente el rendimiento del arrabio de composición dada. Se calcula de acuerdo con la relación:

$$a = \frac{\eta_{\text{Fe}} \text{Fe} + \eta_{\text{Mn}} \text{Mn} + \eta_{\text{P}} \text{P}}{100 - [\text{C}] - [\text{Si}] - [\text{S}]}$$

Existen otros métodos como el estequiométrico de Mraz, el método de Platz y el de Blum; sin embargo no consideramos necesario definirlos en este libro.

Balance Térmico

El balance térmico significa el cálculo de la cantidad de calor formado de cada uno de los componentes durante su reacción. El cálculo puede realizarse por diversos métodos pero sólo mencionaremos los más comunes e importantes según Bell, Richards y Pavlov.

Método clásico

Cálculo de las fuentes de calor. La cantidad de calor que se forma por la combustión de un combustible se determina en tal forma que calculamos la cantidad de gas por 1 ton. de arrabio. Se determina del análisis el contenido de CO_2 y CO para esta cantidad y descontamos el CO_2 formando de la descomposición de los carbonatos. Con este método determinamos la cantidad de CO y CO_2 formados sólo por la combustión del carbono. Debido a que conocemos el calor de combustión del carbono durante la combustión a CO_2 y a CO, podemos después fácilmente calcular la cantidad de calor liberado.

El cálculo de la cantidad de gas en 1 ton. de arrabio se realizó después de la determinación del balance de la materia prima.

Ejemplo: Se conoce la composición del gas del tragante:

23.1% CO, 14.8% CO_2 , 4.3% H_2 , 0.5% CH_4 y 57.3% N_2 . De acuerdo con el balance de la materia prima, al gas le fueron transferidos 49.1 kg de CO_2 de las adiciones, el cálculo de la cantidad de gas establecido por tonelada de arrabio es de 2 596.4 m^3 .

De acuerdo con el análisis dado el contenido de CO y CO_2 en el gas será $2596.4 \times 0.231 = 599.76 \text{ m}^3 \text{CO}$; $2596.4 \times 0.148 = 384.26 \text{ m}^3 \text{CO}_2$

Debido a que $1 \text{ m}^3 \text{CO}$ pesa 1.26 kg y 1 m^3 pesa 1.98 kg, la cantidad en peso de estos gases será:

$$599.76 \times 1.26 = 755.7 \text{ kg CO}; 384.26 \times 1.98 = 760.8 \text{ kg CO}_2$$

Cálculo del calor suministrado

De acuerdo al balance de la materia prima pasaron al gas 49.1 kg CO_2 de las adiciones. Por substracción de esta cantidad del CO_2 contenido en el gas se obtiene la composición del gas formado por combustión del carbono del combustible.

$$760.8 - 49.1 = 711.7 \text{ kg CO}_2 \text{ y } 755.7 \text{ kg CO}$$

Estos gases contienen:

$$755.7 \frac{12}{28} = 323.8 \text{ kg C del CO}$$

$$711.7 \frac{12}{44} = 194.1 \text{ kg C del CO}_2$$

Según M.A. Pavlov la combustión de 1 kg de carbono para formar CO_2 genera 8137 kcal, en la combustión a CO se liberan 2497 kcal. Entonces la cantidad de calor formado con la combustión del carbono del combustible será:

$$\begin{aligned} 194.1 \times 8137 &= 1579392 \text{ kcal (con la combustión a CO}_2\text{)} \\ + 323.8 \times 2497 &= 808529 \text{ kcal (combustión a CO)} \end{aligned}$$

entonces de 517.9 kg de carbono se generan 2387921 kcal.

Sin embargo durante el cálculo no se tomó en cuenta donde se generó este calor. Sería un error considerar que 808529 kcal se generaron solamente con la combustión del carbono a CO frente a las toberas, ya que sabemos que durante la reducción indirecta parte del CO se quema a CO_2 para el oxígeno de los minerales.

Podemos considerar que todo el combustible se quema a CO frente a las toberas y este CO se quema después en una cantidad que corresponde a la cantidad de CO_2 en el gas.

En el caso nuestro se quemaron 517.9 kg de C por cada 1 000 kg de arrabio; con la combustión de esta cantidad de carbono a CO se forma:

$$517.9 \frac{28}{12} = 1208.5 \text{ kg CO}$$

liberándose $517.9 \times 2497 = 1293196$ kcal

Sin embargo, debido a que en el gas se encuentran sólo 755.7 kg CO; la diferencia se quemó a CO_2 :

$1208.5 - 755.7 = 452.8$ kg CO a CO_2 ; durante esta combustión se liberó una cierta cantidad de calor. Esta cantidad la determinamos en la siguiente forma:

La cantidad de carbono en el residuo de CO quemado es:

$$452.8 \frac{12}{28} = 194.1 \text{ kg C}$$

Con su combustión se liberan $194.1 \times 8137 = 1579392$ kcal. ($8137 - 2497$ es la cantidad de calor generado por la combustión del carbono en forma de CO a CO_2).

Del cálculo se deduce que:

1293196 kcal se liberaron con la combustión del carbono frente a las toberas a

$$\frac{\text{CO} + 1094725 \text{ kcal}}{23877921 \text{ kcal}}$$

generadas del CO durante la reducción indirecta.

Cantidad de calor suministrado por el aire. Este cálculo supone un análisis exacto del gas del tragante fundamentalmente en lo que toca al nitrógeno. Restando del total de nitrógeno en el gas del tragante el nitrógeno suministrado por el combustible, encontramos la cantidad de nitrógeno que se estaba contenido en el aire inyectado. Debido a que conocemos la composición del aire, podemos calcular su cantidad con base en una cantidad conocida de nitrógeno.

Calculamos la cantidad de calor suministrado por el aire multiplicando la cantidad de aire inyectado por su calor específico y su humedad a la temperatura del aire inyectado. Las temperaturas se miden muy cerca de la boca de las toberas para evitar errores causados por el enfriamiento del aire en la tubería.

El calor específico del aire para temperaturas de hasta 626.9°C es:

$$C_{\text{O}}^t = 0.3103 + 0.0124tx10^{-3} + 0.01786t^2x10^{-6}$$

Para el vapor de agua es válida la siguiente relación:

$$C_{\text{O}}^t = 0.3501 + 0.0578tx10^{-3} + 0.26 \frac{1}{t} \quad (\text{para temps. de } 100 \text{ a } 526.9^{\circ}\text{C})$$

Los valores del calor específico del aire se encuentran en diferentes tablas de física o matemáticas. La corrección para la humedad comúnmente se lleva a cabo suponiendo que el aire contiene aproximadamente 1% de vapor de agua.

El calor generado durante la formación de la escoria y durante otras reacciones exotérmicas no es demasiado grande (en el caso de la escoria es de aproximadamente 1 a 1.5% de la cantidad total de calor suministrado).

Según Ramm este calor se explica por la fórmula $q = 2.7 \text{ CaO}$ en la escoria (kcal/kg) donde el CaO indica el contenido de cal en la escoria, junto con este calor se calcula el liberado durante el cambio de FeS a CaS o sea 22.8 kcal por cada kg de azufre en la escoria, sin embargo esta relación se refiere al azufre traído por la carga en forma de FeS .

La cantidad de calor formado durante la combinación del carbono, manganeso, azufre, fósforo y algunos otros elementos con el arrabio es negativo. Berthelat calcula 705 kcal por cada kg de carbono en el hierro.

Cálculo del consumo de calor absorbido. Secado del mineral y descomposición de los hidratos:

En el secado de la carga Richards calcula 605.5 kcal en 1 kg de H_2O esta cantidad de calor se consume sólo en la evaporación de la humedad y el agua de los hidratos, sin tomar en cuenta el calor que se forma por el vapor desprendido. El agua de los hidratos se descompone en zonas de elevadas temperaturas, lo que se refiere aproximadamente a 3 800 kcal/kg de agua hidratada; la determinación de éste último requiere establecer un balance término del hidrógeno para ver cuanta agua hidratada se descompone (20 a 50%)

Calor absorbido en la descomposición de los carbonatos:

Para la descomposición de los carbonatos se requiere la siguiente cantidad de calor:

Para la descomposición del CaCO_3	966 kcal en 1kg CO_2
" " " MgCO_3	594kcal " " "
" " " MnCO_3	521 kcal " " "
" " " FeCO_3	476 kcal " " "

Si conocemos entonces la composición de los minerales y de las adiciones, la determinación del calor absorbido en la descomposición de los carbonatos resulta fácil. La reducción de los óxidos consume en el Alto Horno la mayor cantidad de calor, se trate de una reducción parcial o total. Con ayuda de los fundamentos termoquímicos es posible obtener datos con suficiente exactitud, si se encuentran en los minerales los elementos a reducir en una composición tal que correspondan a estos fundamentos.

Para la reducción del hierro de sus óxidos tenemos los siguientes datos, relacionados a 1 kg de Fe.

Para la reducción del $\text{a}_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \text{H}_2\text{O}$ se requieren 1706.7 kcal.

Para " " " $\text{a}_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$ se requieren 1758 kcal.

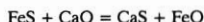
Para " " " $\text{a}_{\text{Fe}_3\text{O}_4}$ se requieren 1583 kcal.

Para " " " FeO puro se requieren 1150.5 kcal.

Para " " " FeO como silicato se requieren 1254 kcal.

Para " " " FeO se requieren 1137.5 kcal.

La cantidad de calor necesario para la reducción del hierro del FeS podemos considerarla solamente si no fue tomado en cuenta el calor formado durante la reacción:



Para la reducción del manganeso de sus diferentes compuestos son válidos los siguientes valores relacionados a 1 kg de Mn.

Para la reducción del MnO_2 son necesarios 2298.0 kcal.

" " " MnH_2O_2 " " 2175.5 kcal.

" " " Mn_3O_4 " " 2093.6 kcal.

" " " MnO puro son necesarios 1758.5 kcal.

" " " MnO como silicato son necesarios 1898.5 kcal.

" " " MnO_2 a MnO son necesarios 418.0 kcal.

" " " Mn_3O_4 a 3MnO son necesarios 260.0 kcal por 1 kg MnO

Para la reducción del silicio del SiO_2 son necesarios aproximadamente 7423 kcal por 1 kg Si.

El fósforo se reduce preponderantemente del fosfato de calcio. La cantidad de calor necesario para el transcurso de esta reducción es de 8540 kcal/kg P.

Descomposición del vapor de agua

Para poder determinar con exactitud para este ítem el consumo de calor correcto, debe realizarse un balance del hidrógeno formado por la descomposición de la humedad del aire y el hidrógeno

de los hidratos del mineral. Para la descomposición del vapor de agua son necesarios 3213 kcal por 1 kg de H_2O o 28905 kcal por 1 kg H_2

El calor que sale del horno con el arrabio se calcula en una forma muy variada. El arrabio más frío tiene una temperatura durante su picada de alrededor de $1250^{\circ}C$ lo que corresponde a un contenido térmico de 26 kcal/kg, este valor se toma en cuenta para los hornos que trabajan con carbón de madera como combustible.

El arrabio destinado a hornos de aceración tiene alrededor de 1275 a $1345^{\circ}C$ lo que corresponde a un contenido térmico de 270 a 275 kcal/kg de arrabio.

El arrabio para fundición tiene de 1400 a $1450^{\circ}C$ y su contenido térmico es de aproximadamente de 300 a 310 kcal/kg.

M.A. Pavlov establece el contenido térmico en el arrabio por la fórmula:

$$q = 5 + 0.215t \dots \text{para arrabio de fundición}$$

$$q = 35 + 0.18t \dots \text{para arrabio de aceración}$$

Donde: t = temperatura del arrabio.

Calor sensible en la escoria

En la producción de arrabio de aceración se tiene un calor sensible en la escoria de 400 kcal por 1 kg de escoria. En un arrabio de fundición el calor es de aproximadamente 450 kcal.

El calor específico medio cambia con la temperatura. Pavlov establece la siguiente fórmula:

$$Q = 347.5 + 0.5 (t - 1300) \text{ para temperaturas en la escoria de hasta } 1450^{\circ}C.$$

$$Q = 422.5 + 0.4 (t - 1450) \text{ para temperaturas en la escoria por arriba de } 1450^{\circ}C$$

El calor extraído del horno junto con los gases que no fué aprovechado y su cantidad por unidad de tiempo es constante para un horno determinado durante una marcha regular. Si cambia el grado de aprovechamiento del calor en el Alto Horno, cambia simultáneamente la composición y la temperatura del gas y con esto la cantidad de calor que sale junto con él. La composición y temperatura del gas hacen posible el control económico de la marcha del Alto Horno sin la determinación eventual del balance térmico.

Para poder realizar lo anterior debemos conocer la cantidad, composición, temperatura media y calor específico del gas que corresponde a esta temperatura.

El análisis del gas debe de ser lo más exacto; una vez determinado el contenido de carbono en el gas (de acuerdo al contenido de CO_2 , CO y CH_4) se calcula por un método conocido la cantidad de gas. Si en el gas existe una mayor cantidad de polvo de coque, carbón se debe de restar en el balance de materia prima como carbono que sale del horno en estado sólido.

Los gases se secan antes de analizarlos, ya que de otra manera parte de la humedad se condensaría y su determinación sería inexacta. La humedad del gas se calcula del contenido de agua en la carga o se establece por medio de instrumentos especiales. La humedad se calcula por diferencia de pesos antes y después de la prueba.

El calor específico se determina por medio de tablas para cada uno de los componentes del gas. El peso de la humedad contenido en $1m^3$ de gas se transfiere a un volumen en condiciones normales dividido entre 0.81 (peso de $1m^3$ de vapor de agua) y la cantidad de calor que sale con el vapor de agua se calcula como en un gas.

La cantidad de calor que sale con el agua de enfriamiento se calcula de la cantidad de agua que corre por el sistema de enfriamiento del horno y de su diferencia de temperatura entre la entrada y salida. Se encuentra entre 100 a 200 kcal por cada kg de arrabio producido.

9. Procesos de reducción directa

Los procesos de reducción directa permiten sustituir parcialmente al Alto Horno como fuente de suministro de hierro para la fabricación de acero.

La necesidad económica de utilizar cada vez más minerales de baja ley así como carbones no coquizables han ocasionado el desarrollo de este método de reducción cuyos propósitos se resumen en lo siguiente:

- 1.- Producir acero directamente de los minerales de hierro.
- 2.- Obtener un producto equivalente al arrabio del Alto Horno para ser utilizado en los procesos de aceración.
- 3.- Producir un hierro de bajo carbono como reserva de fusión (algunas veces denominado chatarra sintética) para producir acero por los procesos existentes.

Principios de la reducción directa

Los óxidos de hierro (Fe_2O_3 , Fe_3O_4) puro y secos en presencia de una sustancia reductora en exceso forman una masa porosa gris oscura (con el mismo tamaño y forma que las partículas originales) cuando se reducen a temperaturas por debajo de 900°C . A temperaturas de 950 a $1\,000^\circ\text{C}$ es necesario efectuar la completa reducción en un tiempo razonable, a menos que el mineral sea de un tamaño de partícula selecto. A $1\,000^\circ\text{C}$ el producto comienza a sinterizar. A $1\,200^\circ\text{C}$ se forma una masa pastosa y porosa. A $1\,300^\circ\text{C}$ la masa absorbe carbón rápidamente propiciando el inicio de la fusión por debajo del de fusión del hierro puro ($1\,530^\circ\text{C}$).

Procesos de reducción directa para producir hierro y acero

La producción de hierro esponja demuestra que el mineral de hierro puede ser reducido directamente (o sea obtener hierro de bajo carbono o hierro dulce directamente del mineral) con relativa facilidad a mediana escala.

A pesar de que el proceso directo para producir el hierro de bajo carbono (o acero) es teóricamente más atractivo y más obvio que el indirecto (en hierro y acero), éste último resulta el más utilizado, aparentemente por las siguientes razones de peso, importantes para el proceso directo:

- 1.- El mineral debe ser de muy alta ley.
- 2.- El mineral debe encontrarse finamente dividido e íntimamente mezclado con el agente reductor.
- 3.- Ningún plan práctico ha sido desarrollado con el cual el mineral y el agente reductor deben ser mezclados en proporciones adecuadas para no obtener un exceso de cada uno. Un exceso de mineral significa desperdicio mientras que con un exceso del reductor el hierro se obtiene a baja temperatura en forma de esponja o pasta que son duros de manipular. Si se produce a temperaturas

altas el fósforo se reducirá y el carbono será absorbido produciéndose un metal impuro. El azufre, excepto cuando se tiene un exceso de CaO , es fácilmente absorbido por el metal y no se puede eliminar a menos que prevalezcan altas condiciones de reducción como prevalecen en un Alto Horno en un horno eléctrico.

Los intentos para desarrollar un proceso directo en gran escala para lubricar hierro y acero que pudiera competir con el proceso indirecto usado actualmente, han abarcado toda una serie de dispositivos adecuados para este propósito, esto incluye a los hornos de crisol, de reverbero, de cubilote, rotatorios, eléctricos y de retorta. Se han probado muchas clases de agentes reductores como carbón, coque y grafito, combustolio, hidrógeno, monóxido de carbono e hidrógeno obtenidos de la reformación del gas natural.

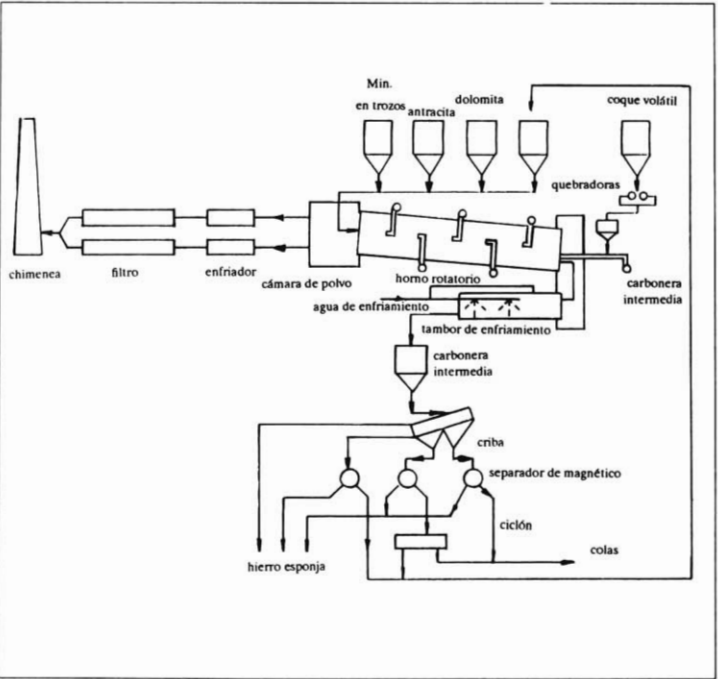


Fig. 28.- Proceso Krupp Sponge Iron.

Los procesos utilizados se dividen en 2 grupos: Procesos que utilizan agentes reductores sólidos y procesos que utilizan reductores gaseosos. Existen actualmente más de 50 patentes en el mundo sobre reducción directa, de las cuales mencionaremos algunas que son de verdadero significado industrial.

a) Procesos que utilizan agentes reductores sólidos

Entre estos se encuentran el proceso Krupp Sponge Iron, SDR y SL/RN.

Proceso Krupp Sponge Iron

Este proceso desarrollado por compañías como la Krupp Forschungsinstitut (Instituto de Investigación Krupp) lleva a cabo la reducción de minerales de alta ley en trozos o en pelets en un horno rotatorio. Los reductores son indistintos (Antracita, Cisco de coque, Lignitos).

La carga a reducirse se alimenta al horno (fig. 28) junto con el reductor y caliza o dolomita para efectuar la desulfuración. El calentamiento de la carga está en contracorriente con los gases. El combustible, de acuerdo con su contenido gaseoso, es soplado por la descarga o alimentado junto con el mineral. La mezcla de hierro esponja, combustible en exceso y cenizas, se enfría por debajo de 150 grados celsius, en un tambor adjunto de enfriamiento, rociándola con agua. El hierro esponja se separa del combustible en exceso y de la cenizas por cribado y flotación. El horno se calienta por la descarga con un quemador, algo del aire para la combustión se suministra por boquillas colocadas sobre la pared del horno, permitiendo la obtención de un perfil específico de temperatura.

La capacidad reportada del horno es de 470 tons/24 hrs. con un grado de metalización de 93% en Sudáfrica.

Información técnica adicional

- 1.- Coeficiente de utilización en tiempo (número de días trabajados por año) = 320
- 2.- Minerales a base de hematita con 65% Fe, y Magnetita con 67.5% de Fe, con granulometría de 5 a 25 mm. Se utilizan también papeles provenientes de los finos o concentrados aglomerados.
- 3.- Agentes desulfurantes en tamaños de 1 a 3 mm con un máximo de 20% bajo cribado. Como aglutinante en el peletizado se emplea Bentonita de tamaño comercial
- 4.- Temperatura máxima en el material 110 grados.
- 5.- Contenido de azufre 0.03%
- 6.- Análisis: 90 a 92% de Fe total, grado de metalización 92 a 95%, 0.03% de Silicio, 0.5% de Carbono.

El proceso Krupp Sponge Iron es adecuado para países con depósito mineralógico de alta ley o minerales pobres que pueden acondicionarse para obtener concentrados ricos en Hierro, así como combustibles de bajo grado. La reducción de los óxidos se lleva a cabo en un horno rotatorio utilizando agentes reductores sólidos.

Proceso SDR (Suminotomo Dust Reduction Process)

La tecnología SDR emplea como materiales portadores de hierro los polvos y finos procedentes del alto horno, convertidor LD, planta de sinterizado y otros procedentes de la acería. Como reductor se utilizan finos de coque de tamaño no especificado y bentonita como aglutinante en el peletizado.

Principios del proceso. El óxido de hierro previamente aglomerado se reduce en un horno rotatorio utilizando finos de coque provenientes del polvo del alto horno compactados en pelets. En la etapa final de reducción del óxido de Zinc presente se reduce y vaporiza. El Zinc vaporizado se reoxida en la atmósfera y se recolecta en filtros recolectores. El monóxido de carbono producido se quema con el aire introducido por un ducto en la pared del horno. El horno rotatorio se calienta con un quemador instalado en la zona de descarga.

La fig. 29 muestra el diagrama de flujo de una planta SDR de 20 000 tons. por mes, instalada en Wakayama, Japón. El producto en forma de pelets contiene 75.88% de hierro total, 73.96% de hierro metálico, 97.47% de metalización, 2.35% C, 0.3% S, 0.095% Zn. Los pelets tienen tamaños mayores de 6 mm.

Algunos datos de consumo por tonelada del producto final.

Etapas de reducción. 165 kg. de finos de coque.

Combustibles. Butano para el secado de los lodos 55 kg., para el precalentamiento de los pelets 6 kg., para el horno rotatorio 50 kg.

Energía. 700 KWh.

Proceso SL/RM

Este proceso está basado en investigaciones realizadas en forma separada por dos compañías. El proceso SL (Stelco-Lurgi) fue originalmente desarrollado con el propósito de producir hierro esponja para los hornos de aceración, utilizando minerales de alta ley. Cuando se disponía de minerales de baja ley se llevaba a cabo un acondicionamiento de separación de la ganga antes de efectuar la reducción.

En el proceso RN (Republic Steel-National Lead) Se enfatizó en el tratamiento térmico de minerales de baja ley los cuales fueron divididos en sus constituyentes, esto es, hierro metálico y ganga después de la reducción.

Con el objeto de aprovechar la experiencia de ambos grupos y obtener las mayores ventajas para la industria, se generó en 1964 el proceso SL/RM.

El esquema del proceso se muestra en la figura 30.

El horno rotatorio consta de una serie de quemadores dispuestos a todo lo largo. Esto garantiza una regulación precisa de las temperaturas de reacción. El material descargado del horno se enfría indirectamente o directa-indirectamente en un tambor de enfriamiento. Para el tratamiento del material descargado se utilizan mallas y separadores magnéticos. Algunas veces se requiere de una prensa de briqueteado para compactar las partículas finas de hierro esponja. Cuando se emplean minerales finos se requiere de un molino y equipo adicional para transformarlos en pelets.

La capacidad del horno con dimensiones de 35 metros de longitud y 2.7 metros de diámetro es de 100 a 140 toneladas de hierro esponja por día.

Agentes reductores. Como agentes reductores se emplean polvo de coque, antracita, lignitos y carbones altamente volátiles. La granulometría del carbón depende del mineral utilizado y de la forma como este se descompone durante la reducción. Se prefieren tamaños menores de 20 mm. La temperatura de reducción debe encontrarse 100 grados celcius por debajo del punto de fusión

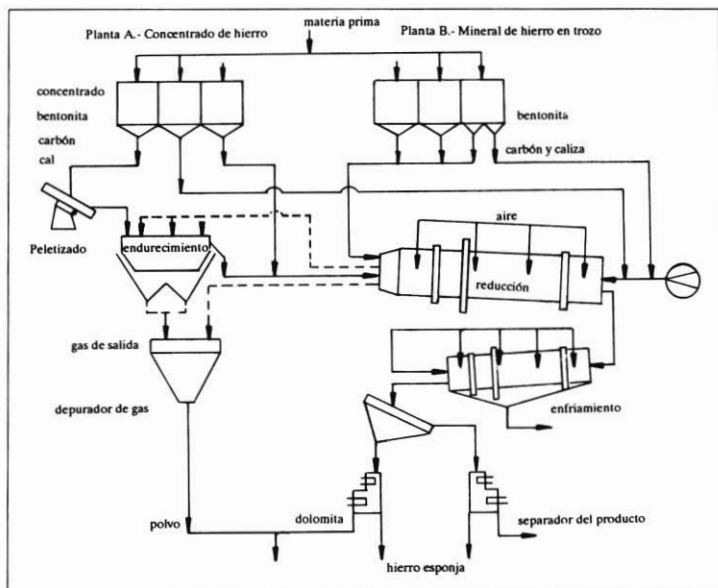


Fig. 30.- Diagrama de flujo del proceso SL/RN.

de la ceniza. Si se emplea un carbón con baja temperatura de volatilización, se utiliza combustóleo o gas para calentar el horno. Cuando se utiliza carbón con alto contenido de sustancias volátiles no se requiere de un calentamiento adicional.

Análisis y temperatura de los gases de salida. La composición del gas resultante de la reducción depende de las condiciones de operación y del reductor utilizado. Si la establecemos en base seca ésta es de 20 a 24% CO_2 menos de 1% de O_2 y la proporción de constituyentes antracita-lignito en el combustible de 0-10%. El contenido de humedad fluctúa entre 5-20%. La temperatura final es de 800-1000 grados celsius.

Materiales portadores de hierro. Se emplean minerales de alta ley de 65-68% de hierro, con tamaños de 3-20 mm. en trozos, 8-16 mm. en pelets y 0.04-3 mm. para ser aglomerados por peletizado.

Como agente desulfurante se emplea caliza o dolomita en tamaños de 0.2-3 mm. pero sólo en el caso de contar con carbones con constituyentes ácidos en la ceniza.

La temperatura de operación del horno depende del agente reductor utilizado y se encuentra entre los 900- 1 100 grados celsius en el lecho del material. La reducción se lleva a cabo a la presión atmosférica y se ajusta a los requerimientos, obteniéndose hasta un 95%.

Cualquiera que sea el material portador de hierro utilizado, esto no cambia de configuración con la reducción. El prereducido contenido en el material descargado del horno es separado del material no-magnético por medio de un cribado y de una separación magnética.

Cuando se utilizan pelets con 66.7% de hierro total, 0.01% S y 3.87% de ganga se puede producir un hierro esponja con 93.35% de hierro total, 89.85% de hierro metálico, 2.5% de Fe^{++} , 0.012% S y 0.07% C.

El producto normalmente se utiliza en hornos eléctricos e inclusive en Altos Hornos. Si se utiliza en un horno eléctrico de arco se reporta un aumento sustancial en la producción hasta de un 50% con 75% de hierro esponja en la carga ya que se reduce el tiempo de fusión. Otra de las ventajas del hierro esponja obtenido es su bajo contenido de elementos indeseables. Se obtienen también mejoras importantes cuando el prereducido forma parte de la carga del alto horno. Por ejemplo por cada 1% de metalización en la carga se obtiene un aumento del 0.7% en su capacidad y una disminución del 0.5% en el consumo de coque.

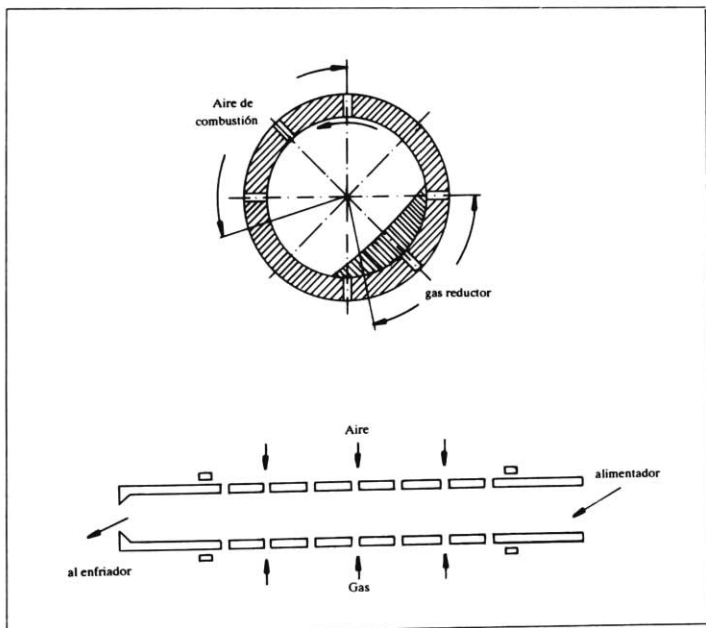


Fig. 31.- Horno Allis Chalmers.

En cuando a los datos de consumo por tonelada del producto final se reportan 1.45 ton. de mineral 310-390 kg de carbón fijo, 0-70kg de caliza o dolomita, 2.5-3.5 m³ de H₂O y 50-70 KWh de energía eléctrica.

b) Procesos que utilizan agentes reductores gaseosos

Dentro de estos procesos podemos mencionar al Allis-Chalmers, ARMCO, HIB, HYL, MIDREX y PUROFER.

Proceso Allis Chalmers

Se basa en la utilización de un horno rotatorio dentro del cual se lleva a cabo la reducción con gas natural introducido por debajo del mineral. El calentamiento se efectúa por combustión del gas excedente que sale del lecho introduciendo aire por la parte superior del horno. El gas natural se suministra por medio de aberturas durante la inmersión en el lecho reaccionante y con aire durante el periodo de exposición (figura 31). Se cuenta con una planta piloto en Niágara Falls (Canadá) consiste en un horno rotatorio de 2.5 mts. de diámetro por 45 mts de longitud con una capacidad de 100 ton/24hrs. y una planta industrial en Falconbridge (Canadá) con una capacidad de 260 000 tons/año.

Como agentes reductores se emplean gas natural o un hidrocarburo líquido. Algo de carbón puede ser utilizado, hasta un 20% de la carga. El hidrocarburo se craquea en el lecho con mineral caliente, el cual puede encontrarse en trozos o aglomerado con 60% Fe. La temperatura del lecho depende de las características del mineral y fluctúa entre los 1 050 a 1 100°C. La reducción se lleva a cabo a la presión atmosférica.

El análisis del producto es de 85-90% de Hierro metálico, 0-1% Carbono, max. 95% de grado de reducción, 92-95% de Hierro metálico como un porcentaje del contenido total de hierro en el producto, que por cierto es enfriado en forma indirecta con un rociador de agua.

Proceso Armco

En la figura 32 podemos observar un proceso de reducción en contra corriente con gases obtenidos por reformación de hidrocarburos con vapor en un horno de cuba continuo. El horno de cuba es cargado con una mezcla de pelets oxidados y minerales de alta ley. El gas reductor obtenido de la reformación del gas natural con vapor ligeramente en exceso contiene aproximadamente 70% Hidrógeno, 20% de Monóxido de Carbono, 7% de vapor de agua y 3% de Bióxido de Carbono y Metano. Este gas es introducido al horno a una temperatura de 760-780°C.

El gas obtenido de la reducción se enfría por medio de un depurador y se utiliza para calentar la estufa de reformación y para enfriar al Hierro esponja en la parte baja del horno.

Desde 1972 se encuentra en operación una planta con capacidad de 300 000 tons/año, en Houston, USA. El horno tiene un diámetro de 5 m. la altura de la zona de reducción es de 14.3 m. y la altura de la zona de enfriamiento es de 13.1 m.

El análisis del gas reductor para una relación vapor/carbón de 1.5 durante la reformación es de 68.3% H₂, 8.4% H₂O, 20.2% CO, 2% CO₂, 1.1% CH₄. Y con una temperatura de salida de 870°. Antes de introducirse al horno, debe ser enfriado a una temperatura de 760-800°C adicionándole gas de tope reciclado. La velocidad del gas en la zona de las toberas es de 1 m/seg.

<i>Fe total</i>	<i>Fe Met</i>	<i>C</i>	<i>O₂ residual</i>
91.5%	84.2%	2.40%	2.3%

El hierro metálico como un porcentaje del contenido de hierro total del producto es de 92%, la proporción de oxígeno removido de los óxidos de hierro como un porcentaje del total de oxígeno combinado con hierro en los minerales es de 94%.

El gas de tope se enfría inyectándole agua y enseguida se depura. Parte del gas enfriado se utiliza directamente para calentar la estufa de reformación, el resto se comprime y utiliza para regular la temperatura del gas reductor inyectado por las toberas y para enfriar el hierro esponja en la parte inferior del horno. Posteriormente el gas pasa por la zona de reducción. Tanto los pelets como el mineral no cambian de configuración, sin embargo los pelets después de la reducción contienen aproximadamente un 5% de finos por debajo de 5 mm, los cuales no se separan. El hierro esponja, o sea el prereducido puede ser utilizado ya sea en el alto horno, en convertidor al oxígeno o en horno eléctrico de arco.

Datos de consumo por ton. de producto final

Gas natural: 390 NM³/ton. a 420 NM³ ton. Fe. El gas natural debe ser desulfurizado a menos de 0.5 ppm antes de introducirse al reformador para evitar la contaminación del catalizador.

Energía eléctrica: 25 Kwh/ton Fe ó 22Kwh/ton producto.

Agua de enfriamiento: 1.6 M³/ton producto ó 1.8M³/ton Fe.

Proceso HIB

El proceso HIB (High Iron Briquets) y anteriormente denominado Nu-Iron utiliza como reductor una mezcla de H₂ y CO precalentado a 870°C al introducirse al horno de reducción. La mezcla se obtiene por reformación catalítica del gas natural (desulfurizado previamente) con vapor de agua. El mineral utilizado se somete a una molienda primaria a un tamaño menor de 13 mm, posteriormente se seca en un horno rotatorio y finalmente es molido en un circuito cerrado a un tamaño de 1.65 mm.

El mineral lleva un precalentamiento a 325°C realizado en 2 etapas. (ver figura 33)

El proceso se efectúa bajo el principio de lecho fluidificado en un horno de reducción en dos etapas. Primera etapa: reducción a FeO. Segunda etapa: grado de reducción 80%. Grado de metalización = 70%.

Actualmente se cuenta con una planta con 3 líneas de producción en Venezuela. El horno de cuba de reducción tiene un diámetro interior de 6.7 m, una altura de 30 m. y una altura total de la planta de 62 m. La producción nominal es de 1 millón de toneladas por año con 70% de metalización.

El análisis químico del reductor es el siguiente: 72.5% H₂ ; 2.5% CH₄ ; 12.5% CO; 10% CO₂ y 2.5% N₂. Como material portador de hierro se emplea mineral fino de alta ley con 58.5%, Fe y 8% de humedad.

La presión en la etapa primaria de reducción es de 1.8% kg/cm². El hierro esponja en polvo obtenido contiene 86.5% Fe total, 60.5% Fe metálico, 1.83% SiO₂, 1.93% Al₂O₃, 0.29% CaO, 0.27% MgO, 0.02%S, 0.13% P.

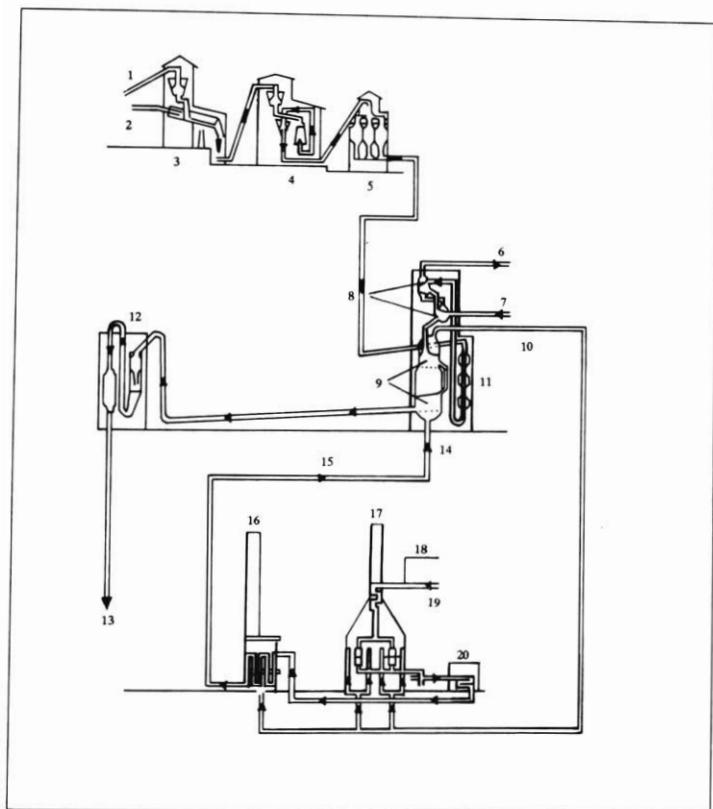


Figura 33.- Proceso HIB. 1.- Mineral fino. 2.- Gas natural. 3.- Secado. 4.- Trituración. 5.- Almacenamiento. 6.- Gas inerte. 7.- Gas natural. 8.- Precalentamiento. 9.- Reducción. 10.- Gases de desecho. 11.- Sistema de inyección. 12.- Briquetado 13.- Briquetas de hierro esponja. 14.- Gas reductor. 15.- Gas reductor. 16.- Calentamiento. 17.- Reformador. 18.- Vapor. 19.- Gas natural. 20.- Condensador.

La proporción de oxígeno removido de los óxidos de hierro como un porcentaje del oxígeno total combinado con el hierro en los minerales es de 80%. El hierro metálico como un porcentaje del hierro total del producto es de 70%.

El prereducido obtenido de la reducción es enfriado con gas inerte, triturado y briqueteado en caliente al tamaño final de 2' x 1.5" x 1' con una densidad de aproximadamente 5 g/cm³.

El consumo de gas natural es de 500 Nm³ y de energía eléctrica de 40 Kwh por tonelada de hierro esponja (incluyendo el triturado del mineral).

Proceso HYL

Desde 1957 cuando se instaló la primera planta con capacidad de 200 T/24hs, el proceso ha experimentado cambios tecnológicos muy significativos. El original conducido actualmente como HYL I con 3 etapas de procesamiento fue pronto substituido por uno de 4 etapas; el HYL II; con el fin de suministrar un hierro esponja adecuado para se almacenado y embarcado.

El contenido de carbono en el producto fue incrementado de 0.3 a 2% con el objeto de mejorar su comportamiento en el proceso de aceración. El ciclo total fue reducido de 5 a 3 Hs con temperaturas de reducción hasta los 1 050°C. La temperatura del producto fue reducida y se mejorará el control de la deposición de carbono reciclando el gas de enfriamiento. Sin embargo, debido a algunas limitaciones con el lecho fijo que incluían el ciclo térmico, utilización energética no óptima y un sistema de manejo de materiales desproporcionado, se inició el desarrollo de un sistema de lecho móvil que culminó con la creación del proceso HYL III.

Analizaremos los procedimientos HYL II y HYL III actualmentel los más desarrollados.

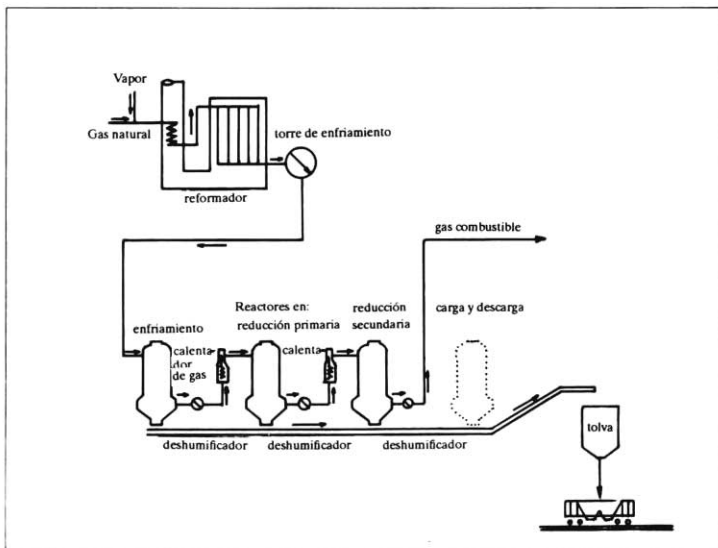


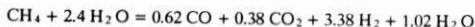
Fig. 34.- Proceso HYL II.

La figura 34 muestra un flujo esquemático del proceso. La reducción se lleva a cabo en 2 etapas empleando pelets o mineral en trozos. Como reductor se emplea una mezcla de H_2 y CO obtenida por reacción calatítica del gas natural en presencia de vapor de agua.

El gas natural es previamente desulfurado y transformado en una mezcla de $CO + CO_2 + H_2 + H_2O$ utilizando un exceso de vapor en presencia de un catalizador.

La desulfuración del gas natural se lleva a cabo en una mezcla de bauxita y hierro esponja con un lecho de carbón activado. Enseguida se precalienta la mezcla gas natural-vapor de agua a una temperatura de $430^\circ C$ antes de que penetre al reformador, que consiste en tubos verticales calentados externamente en un horno vertical.

La reacción edotérmica es la siguiente:



El exceso de vapor de agua en el gas resultante evita la deposición de hollín y mayor vida del refractario. El gas reductor obtenido se enfría para eliminar el vapor de agua contenido en él (el proceso consta de 4 retortas de lecho fijo con un ciclo completo en cada uno de ellos de 4 horas) a una temperatura aproximada de $30^\circ C$. Este gas fresco se hace pasar a través del producto final totalmente reducido para enfriarlo y carburizarlo. En seguida el gas se enfría para condensar el agua y calentarlo para llevar a cabo la reducción del mineral parcialmente reducido. Esta etapa es la etapa primaria de reducción. El gas resultante de esta reducción se enfría para condensar el vapor de agua y se calienta antes de que penetre a la etapa secundaria de reducción donde se efectúa la reducción inicial del mineral fresco. El gas residual resultante de esta etapa se utiliza como combustible. Para regular la temperatura del gas que penetra a las etapas de reducción se inyecta un volumen controlado de aire precalentado para quemar parte del gas e incrementar la temperatura. El hierro esponja es posteriormente descargado cuando está frío.

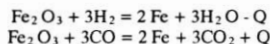
La infraestructura de la planta se resume en lo siguiente:

Reformador de gas, retortas, sección de precalentamiento del gas natural, caldera, calentadores de gas residual, enfriador de gas, precalentador de gas y equipo auxiliar.

El agente reductor en el momento de su utilización tiene la siguiente composición: 75% H_2 , 14% CO, 8% CO_2 , 3% CH_4 .

La temperatura máxima de precalentamiento del gas que penetra a los reactores para la reducción es de $1050^\circ C$, lo que permite una mayor eficiencia del gas rico en hidrógeno.

Las reacciones totales de reducción son las siguientes:



Durante la etapa de enfriamiento se deposita carbono, fundamentalmente cuando se alcanza una temperatura cercana a los $550^\circ C$ en que el CO existente en el gas se descompone en carbono y bióxido de carbono, depositándose el primero en Fe_3C formando una capa de cementita que además de otras ventajas, protege al producto contra la reoxidación. El control del contenido de carbono puede ser obtenido controlando la velocidad de enfriamiento durante el tiempo en que la temperatura pasa por el rango de descomposición del CO.

De todas las plantas existentes, se tienen referencias sobre capacidades de hasta 700 000 tons. por año.

Metalización y productividad. El grado de metalización considerado como una función del

tiempo de contacto entre el gas y el mineral de hierro, se encuentra entre 85 a 94%; 87 a 88% Fe total; 2.2% C; 2.5-3.7% O_2 residual; 4.3% ganga; 2% CaO.

La productividad de una planta HYL está directamente relacionada con la metalización. Una reducción en la metalización viene acompañada de una reducción del ciclo total, el cual se refleja en un incremento en la productividad. Esto resulta benéfico si la deposición de carbono puede ser incrementada como para producir un hierro esponja "balanceado", donde el contenido de carbono compensa el FeO adicional en el producto.

Los materiales portadores de hierro como ya se indicó consisten en mineral en trozos cuya composición es, por ejemplo: 66% Fe; 0.2% S; 0.2% P; 0.5% CaO; 0.2% Al_2O_3 ; y de pelets cuya composición es: 67.22% Fe; 0.052% P; 0.02% Si; 1.79% CaO; 0.75% MgO; 1.03% Al_2O_3 ; 1.28% SiO_2 ; basicidad 1.1.

En cuanto a tamaños, 13-15 mm para el mineral en trozos, 9.5-16 mm para los pelets. La presión en la reducción es de 4.5 kg/cm² en la primera retorta, 3.5 kg/cm² en la segunda, y 25 kg/cm² en la tercera.

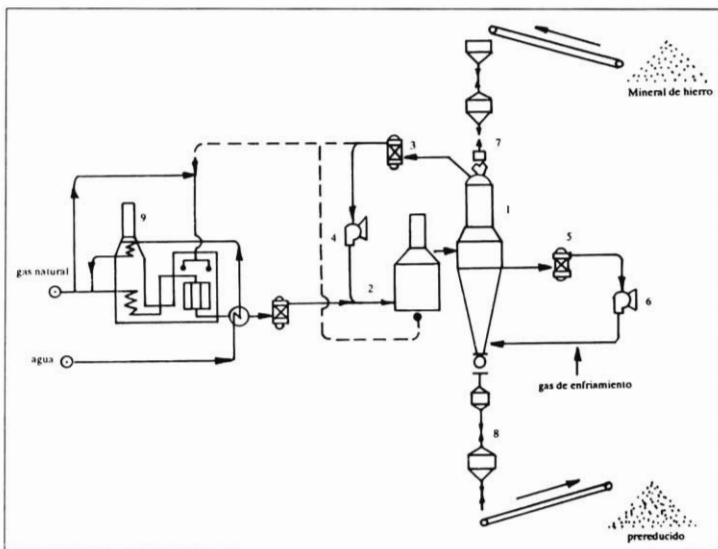


Figura 35.- Diagrama de flujo HYL III. 1.- Reactor. 2.- Calentador de gas. 3.- Depurador del gas reductor. 4.- Compresor del gas reductor. 5.- Depurador del gas de enfriamiento. 6.- Compresor del gas de enfriamiento. 7.- Mecanismo de sellado de la carga. 8.- Mecanismo de sellado de la descarga. 9.- Reformador.

Este proceso, al igual que HYL I y II, requiere de un gas reductor obtenido de la reformación del gas natural con vapor de agua. Sin embargo, utiliza un solo reactor operando bajo el principio de lecho móvil. Puede indistintamente operar con pelets o mineral en trozos o con una mezcla de ambos.

Básicamente una planta de HYL II representada en la figura 35 se compone de 3 secciones:

- a) Generador de gas reductor
- b) Unidad de reducción
- c) Servicios auxiliares

El funcionamiento del reformador es similar al de los procesos HYL I y II, con las mejoras tecnológicas relacionadas con el diseño, construcción y operación.

En cuando a la unidad de reducción representada por el reactor, esta opera con 3 zonas definidas. La de reducción, la isobárica y la de enfriamiento. El reactor opera a una presión de 5 kg/cm^2 (aprox. 7 MPa).

El circuito cerrado de reducción abarca esencialmente la zona de reducción superior del reactor, un depurador de gas de contacto directo, un compresor y un calentador de gas. Una cierta cantidad de gas reductor gastado es separado después de pasar por el depurador y se utiliza como combustible para el generador y para el calentador de gas. El flujo del gas reductor se encuentra en contracorriente con el flujo de la carga sólida. El gas reductor del generador se conecta al circuito del gas reductor antes de introducirse al calentador. La zona isobárica separa las 2 zonas de reducción y enfriamiento y en ella se minimiza el mezclado del gas ligero procedente de dichas zonas de tal forma que no afecte negativamente la operación de cada una de ellas. Mediante el purgado del gas en forma controlada el aislamiento de los circuitos de reducción y enfriamiento puede ser controlado de acuerdo a las condiciones de operación deseadas.

El circuito de enfriamiento se compone básicamente de la zona de enfriamiento del reactor, un depurador y un compensor de gas. Una pequeña cantidad de gas fresco es inyectado al circuito de enfriamiento justo antes que penetre en la zona de enfriamiento del reactor. El flujo de gas en la zona de enfriamiento actúa también en contracorriente con el flujo de la carga sólida.

El prereducido presenta buena estabilidad y no requiere de pasivación antes de almacenarlo o transportarlo por largos periodos. La temperatura del producto es menor de 50°C con 100% de pelets.

La temperatura de operación es de 950°C con una capacidad de hasta 750 000 tons/año.

El grado de metalización promedio es de 92% y de carburización de 2%.

Generalidades

$$\text{Fe metálico} = \text{Fe} + \text{Fe en Fe}_3\text{C}$$

$$\text{Fe total} = \text{Fe} + \text{Fe}_{0.95} + \text{Fe en Fe}_3\text{C}$$

$$\text{Grado de metalización} = \frac{\text{Fe metálico}}{\text{Fe total}} \times 100$$

$$\% \text{ reducción} = \frac{\text{oxígeno inicial} - \text{oxígeno final}}{\text{oxígeno inicial}} \times 100$$

$$\text{Carbón total} = \text{Carbón en forma de Fe}_3\text{C} + \text{carbón depositado.}$$

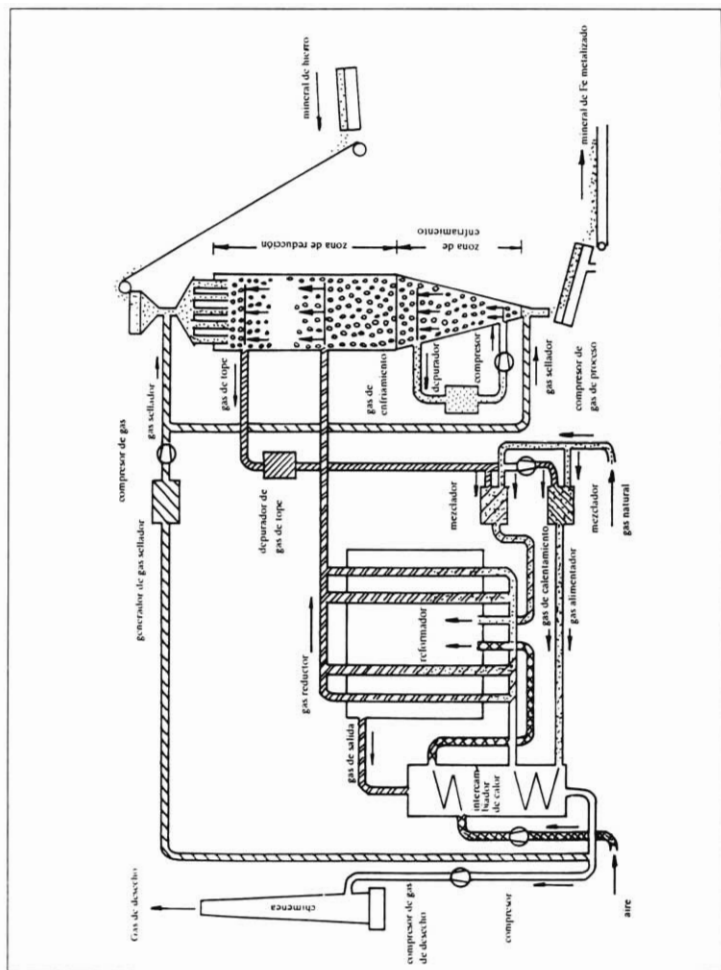


Figura 36.- Diagrama de flujo del proceso Midrex.

El hierro esponja obtenido se destina al alto horno para la producción de arrabio de primera fusión y al horno eléctrico para la fabricación de acero. Este último se encuentra generalmente cerca de la planta de reducción. El % de hierro esponja en la carga varía de 40 a 80%.

Plantas existentes. Matanzas, Venezuela. Sidor con 2,400 000 tons/año; Solweri, Zambia-Tika Ltd con 300 000 tons/año; Indonesia, Krakatau Steel con 500 000 tons/año; Irán National Iranian Steel Co. con 1,200.000 tons/año; Irak-Creusot Loire con 600 000 ton/año; Puebla México- Hylsa con 700 000 tons/año, todas ellas con el proceso HYL II innovado y finalmente HYI III con 2 millones de toneladas/año en Lázaro Cárdenas-Sicartsa México.

Proceso Midrex

El proceso Midrex al igual que el proceso HYL III utiliza el principio de contracorriente para llevar a cabo la reducción.

La planta esta constituida esencialmente por un horno de cuba, reformador, recuperador, compresores para circulación de los gases, depuradores y recolectores de polvo. Las capacidades normalmente fluctúan entre los 400 000 a 700 000 tons/año. La operación es continua o intermitente (figura 36).

Agentes reductores. El gas natural es el más utilizado como fuente de suministro de los gases reductores. La conversión del gas natural se lleva a cabo en un reformador con catalizador, utilizando una mezcla gas natural- gas de tope del horno de cuba. Dependiendo de la composición del gas natural y de las condiciones de operación, el gas de tope tiene la siguiente composición: 12-20% CO₂, 12-20% CO, 20-40% H₂, 1-5% CH₄, Balance N₂. La temperatura del gas de tope fluctúa entre los 280 a 400°C. Este gas después de ser depurado por lavado se mezcla con el gas natural para llevar a cabo la reacción en el reformador y obtener un gas reductor con la siguiente composición: 25-40% CO, 35-55% H₂, 3-4% CH₄, 1-5% CO₂, 1-10% N₂.

Las reacciones de reducción dentro del horno se llevan a cabo precalentando el gas reductor a una temperatura de 760-900°C.

En cuanto a los materiales portadores de hierro, estos pueden ser pelets o mineral en trozos de alta ley. Se reportan experiencias de que una mezcla de carga consistente en pelets de óxido de hierro y mineral en trozos podía soportar temperaturas de operación más elevadas que una carga de 100% de pelets. Sin embargo, el mineral en trozos tiende a fragmentarse por las altas temperaturas y por la reducción, lo que puede ocasionar una caída excesiva de presión en el horno, disminuyendo por lo tanto la productividad por unidad de sección transversal de área de la zona de reducción. La mezcla media de carga por lo tanto puede fluctuar entre 60-70% de pelets y 30-40% de mineral en trozos con granulometría básica de 6 a 11 mm; esta proporción depende de las propiedades físicas y químicas del mineral y del diseño del horno.

El gas de escape caliente que sale del reformador se divide en dos corrientes paralelas, una de las cuales se usa para precalentar a 600°C el aire de combustión para los quemadores del reformador, la otra para calentar a 400°C la mezcla de gas de alimentación antes de que entre al reformador. Este sistema de recuperación de calor reduce el consumo de gas natural en aproximadamente 30%, aumenta la eficiencia del reformador y ofrece una mayor flexibilidad de operación y mantenimiento.

El análisis químico del material portador de hierro sujeto a reducción contiene 68.5% Fe cuando se trata de trozos procedentes de Brasil; y de hasta 67% Fe en pelets canadienses.

El análisis químico del hierro esponja con 100% de pelets es el siguiente: 90-93.8% de Fe total, 84.2 a 87.5% de Fe metálico, 93-93.5% de metalización, 1.2 a 2.4% SiO₂, 0.8 a 0.9% Al₂O₃, 0.4 a 0.7% CaO, 0.3 a 1.8% MgO, 0.001 a 0.02% P, 0.003 a 0.008% S, trazas de Cu.

El hierro esponja al término de la reducción es enfriado en la parte baja del horno a través de un circuito sellado mediante el empleo del gas de enfriamiento lavado e inyectado a presión por la parte inferior del horno.

El producto final se destina fundamentalmente al horno eléctrico o al alto horno. Existen diferencias técnicas y económicas en comparación con el uso de arrabio y chatarra. Puede ser utilizado en todos los procesos metalúrgicos aplicados en la producción de arrabio y acero como son el alto horno, cubilote, horno de inducción, horno de reducción eléctrica, horno de arco eléctrico.

Existen actualmente plantas operando en diversas localidades de las cuales mencionaremos la de Georgetown USA, Hamburgo Alemania y Contrecoeur Canadá con 400 000 tons/año de capacidad cada una, así como la de Acindar Argentina con 703 000 tons/año de capacidad.

La planta de Hamburgo reporta los siguientes datos de consumo por tonelada del producto final: 3.1 Gcal utilizando gas natural y 120-130 Kwh (sin usar el gas de salida del reformador).

Proceso Purofer

El proceso se basa en el principio de reducción en contracorriente en un horno de cuba con gases obtenidos de la reformación de hidrocarburos con gases oxidantes.

Descripción general del proceso. El horno de cuba es cargado con mineral en trozos o pelets. El gas reductor se produce por reformación del gas natural, gas de coquería o algo similar con gas de tope reciclado en los reformadores y se alimenta directamente al horno de cuba (figura 37). Si sólo se dispone de combustóleo o carbón, el gas frío producido en una planta de gasificación se calienta en un recuperador (figura 38).

Infraestructura básica. Horno de cuba, reformadores o una planta de gasificación y recuperador, prensa de briqueteado.

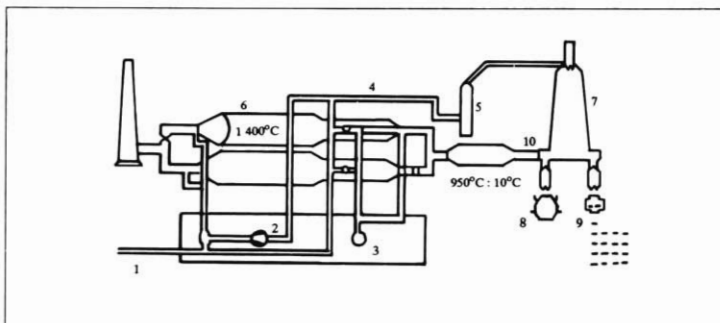


Figura 37.- Proceso Purofer basado en gas natural o gas de coquería. 1.- Gas natural con 3 ppm H_2S . 2.- Compresor de reciclaje. 3.- Soplador de aire de combustión. 4.- Gas de tope. 5.- Depurador. 6.- Reformadores. 7.- Horno de Cuba. 8.- Contenedor de Fe esponja caliente. 9.- Briqueteado en caliente. 10.- Gas reductor.

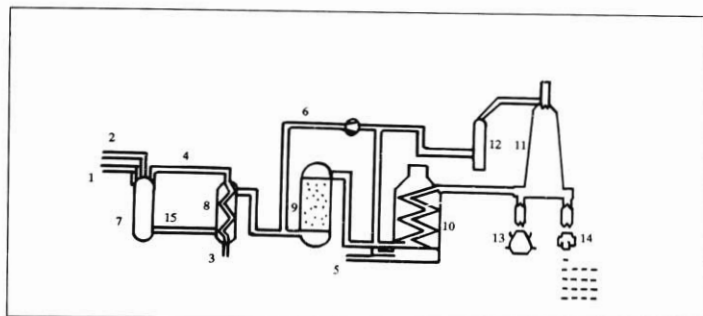


Figura 38.- Proceso Purofer basado en combustóleo pesado. 1.- Combustóleo pesado. 2.- Oxígeno. 3.- Agua. 4.- Vapor. 5.- Aire de combustión. 6.- Gas de tope. 7.- Gasificación. 8.- Caldera. 9.- Separador de CO_2 y H_2S . 10.- Recalentamiento. 11.- Horno de Cuba. 12.- Depurador. 13.- Contenedor de Fe esponja caliente. 14.- Briqueteado en caliente. 15.- Gas reductor.

La planta experimental existente en Oberhausen, Rheinland Alemania produce por lo menos 300 tons. de hierro esponja por día y fue diseñada para usar gas natural y gas de coquería como fuentes de energía. Los hidrocarburos se reforman ya sea con gas de tope reciclado o aire. Como materiales portadores de hierro se emplean mineral en trozos o pelets, la planta está conectada a la peletizadora con el objeto de tener una carga continua de pelets en verde.

A nivel industrial se cuentan con plantas localizadas en Santa Cruz Brasil y el Ahwaz Irán. La altura de carga en ambos casos es de 13 mts. con una capacidad de 1 100 tons. de hierro esponja por día.

En Ahwar Irán la planta utiliza gas reformado en dos reformadores de 6 m. de diámetro. En Santa Cruz Brasil se utiliza combustóleo pesado el cual se gasifica con oxígeno y vapor para formar una mezcla de CO/H_2 . A esta mezcla se le adiciona el gas de tope procedente del horno de reducción pero sin CO_2 el cual se separa previamente. El calentamiento de la mezcla se lleva a cabo en los recuperadores los cuales se calientan con el gas de tope del horno. La producción de la planta de gasificación es de 36 000 Nm^3/H de $\text{H}_2 + \text{CO}$. La producción es continua con un coeficiente de utilización de mano de obra de 330 días/año. La máxima producción obtenida es de 400 000 tons/año.

Características del gas reductor en el instante de su utilización. La capacidad de reducción y el potencial de carbono del gas se ajustan a los requerimientos metalúrgicos. El parámetro de mayor influencia es la temperatura de reducción y esta se predetermina según el tipo de mineral utilizado. La figura 39, muestra el curso de la curva de reacción de Boudard en este sistema, tomando como ejemplo una relación $\text{H}_2/\text{C} = 1$ en el gas reductor. El contenido de los constituyentes oxidantes en el gas reductor se ajusta de acuerdo con la tendencia de la curva, es decir un bajo grado de oxidación justo a las bajas temperaturas de oxidación.

Para un grado de oxidación de alrededor de 5% se obtienen las siguientes composiciones del gas reductor utilizando varios tipos de combustible.

Gas natural	44.7% CO,	46.7% H ₂ ,	2% CO ₂ ,	3.1% H ₂ O,	1.2% CH ₄	2.3% N ₂
Gas de Coquería.	31.6% CO,	58.9% H ₂ ,	2% CO ₂	3.0% H ₂ O,	1.2% CH ₄	3.3% N ₂
Combustóleo Pesado.	44.3% CO,	49.3% H ₂ ,	3.6% CO ₂ ,	1.2% H ₂ O	0.5% CH ₄ ,	1.1% N ₂

Las temperaturas de reducción utilizadas de la fusibilidad del mineral y fluctúan entre los 700 a 1 100°C. La velocidad del gas en el horno de cuba vacío es de 15 M/seg bajo condiciones normales. Esta velocidad está en función con la sección transversal del horno.

El análisis del gas de tope posterior a la reducción utilizando los combustibles ya mencionados es el siguiente:

Gas natural	27.3% CO,	30.5% H ₂ ,	18.6% CO ₂ ,	20.0% H ₂ O,	1.2% CH ₄	2.4% N ₂
Gas de Coquería.	19.4% CO,	37.9% H ₂ ,	13.2% CO ₂	25.0% H ₂ O,	1.2% CH ₄	3.3% N ₂
Combustóleo Pesado.	26.3% CO,	33.6% H ₂ ,	21.1% CO ₂ ,	17.3% H ₂ O	0.5% CH ₄ ,	1.2% N ₂

La temperatura del gas de tope fluctúa entre 300-500°C dependiendo del mineral.

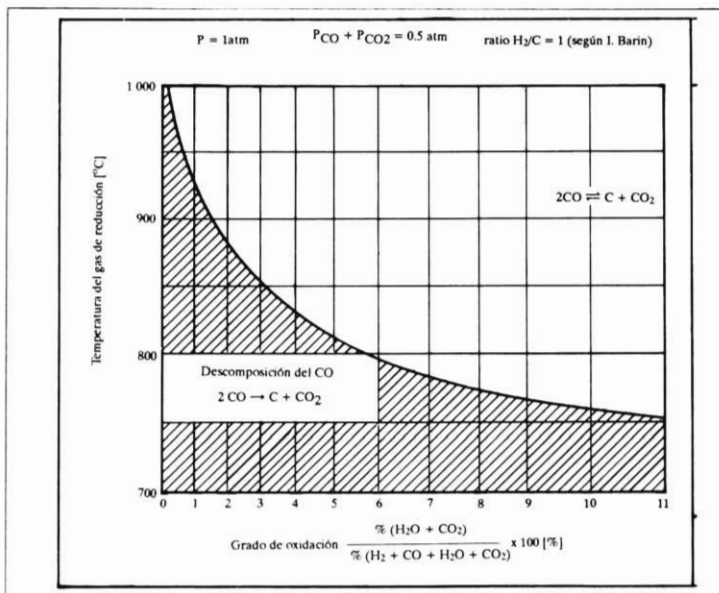


Figura 39.- Gráfica de equilibrio de la reacción de Bondar.

Los materiales portadores de hierro están constituidos de pelets y minerales en trozos de alta ley con un máximo de 68% Fe, con una granulometría que fluctúa entre 6 a 25 mm para los pelets y de 8 a 16 mm para el mineral.

Las zonas presurizadas son de 2.5 kg/cm² a la entrada y de 1.4 kg/cm² en el tragante.

El análisis químico del hierro esponja procesado de los minerales en la planta piloto en Oberhausen es el siguiente: 89 - 93.6% Fe total, 82.8 - 94.7% Fe metálico, 0.003 - 0.008% S, 0.017 - 0.22% P, 92.7 - 96.7% de reducción.

El porcentaje de reducción está dado por el porcentaje de oxígeno removido del total de oxígeno combinado con el hierro en los minerales.

El hierro metálico está dado por el porcentaje del contenido de hierro total en el producto.

El producto se descarga caliente y se prefiere manipularlo de esa manera para el proceso subsecuente de aceración. En forma alternada se realiza un briqueteado en caliente acompañado de un enfriamiento apropiado en agua.

Como ya se indicó, en la reformación del gas natural y gas de coquería se utiliza gas de tope obtenido del horno de cuba para obtener la mezcla necesaria para la obtención del gas reductor. Sin embargo cuando se emplea combustóleo pesado éste se reforma con vapor de agua producido durante el proceso (ver figura 38). La energía requerida para producir el vapor se incluye en el consumo total de energía que asciende a 3.5 Gcal/ton Fe con una alimentación de agua al calentador de 1.4 m³/ton. Fe.

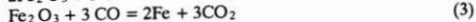
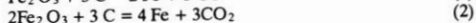
El desarrollo de este proceso se limita a lo siguiente: 2 plantas cada una con una capacidad de 1 000 ton/día basadas en el empleo de gas natural/pelets y combustóleo pesado/mineral en trozos respectivamente (figuras 37 y 38). Una planta piloto ha sido puesta en operación desde 1970 en Oberhausen Alemania. Se ha completado ya la etapa de desarrollo de la aplicación a gran escala del proceso. Resulta interesante mencionar el alto desarrollo realizado en el procesamiento de pelets en verde que significa su endurecimiento en forma simultánea con su reducción en el horno de cuba.

El proceso finalmente resulta adecuado para cargas con mineral en trozos y pelets. Puede procesarse 100% de mineral en trozos sin la adición de pelets. Prácticamente todos los tipos de hidrocarburos y carbón mineralógico son adecuados como fuentes de energía.

Reacciones típicas de reducción

La reducción directa, como ya se ha contemplado, utiliza según el proceso un reductor sólido (carbón) o un gaseoso (mezcla de CO y H₂) los cuales actúan sobre el mineral de acuerdo a las siguientes reacciones.:

Reducción a Fe metálico:



Reducción a Wüstita:





Carburización del Fe metálico a carburo de hierro (Fe_3C)



Un análisis de los procesos de reducción directa muestra logros espectaculares respecto a capacidad de producción por unidad, eficiencia térmica como lo demuestran tecnologías como la HYL de México, costos de operación relacionados con la mano de obra, mantenimiento y aptitud para obtener altos tonelajes de mineral de alta ley, concentrados o pelets.

Sin embargo, estos logros se apoyan principalmente en el empleo de minerales de alta ley, ya sea en trozos o en pelets, que son procesados a gas y con la utilización en acerías eléctricas adjuntas. Se tienen por lo tanto tres aspectos importantes a ser considerados.

Carga de mineral de hierro: posibilidades limitadas ofrecidas por los minerales en trozos de minas y yacimientos principalmente de Brasil, Australia y Sudáfrica. Posibilidades reales que ofrece la concentración y peletización en países como el Perú, México, Brasil, Suecia, Rusia, India, etc.

Posibilidades de usar directamente finos de mineral

Energía: posibilidades que ofrece la gasificación de diversos combustibles líquidos y sólidos. El empleo de diversos gases sintéticos como el gas de coquería e hidrógeno. Uso directo de combustibles líquidos y sólidos en el proceso de reducción directa.

Utilización: posibilidades que ofrecen los diversos sistemas: Integración de la reducción directa con la acería eléctrica, en contraposición a plantas de reducción directa comerciales. Comparación entre la chatarra y el hierro esponja. Uso del hierro esponja para fabricación de arrabio en el alto horno y en acerías al oxígeno.

Bibliografía

- Vyroba Suroveho Zeleza 1; M. Makarius; SNTL
The Making, Shaping and Treating of Steel; USS; 8th. Edition
Analiz Jablenij Domennogo Processa; 1962; A. P. Ljuban
Desulfuracija Chuguna; I. S. Kulikov; Moskva 1962
Vyroba Suroveho Zeleza 1; N. I. Krasavcev; SNTL; Praha; 1955
Obsluha Vysoke Pece; Dr. Otto Hajicek; SNTL; Praha
Vyroba Suroveho Zeleza; Prof. Ing. Ludvik Broz; 1 cast; 1964
Vyroba a Pouziti Zasaditeho Aglomeratu; 1962; D.G. Chochlov, A. P. Jakobso
Blast Furnace, Coke Oven and Raw Materials; 1959, 18, pag. 152-161
Aglomeracija Zelez. Rud. Moskva 1961
Gornyj Zurnal 1946, 9, 28-34
Aglomeracni Upravny; 1956, A.B. Patkovskij
Process Aglomeracii; 1963; E. F. Vegman
Vyroba Suroveho Zeleza; 2 cast; 1964; Prof. Ing. Ludvik Broz
Blast Furnace and Steel Plant; 1944; No. 1 & 2; Rice O.R.
Prace Mistra u Vysoke Pece; N. J. Krasavcev, M. J. Ostrouchov
Reducción directa 80. Ilafa; 27-30 julio 1980- Buenos Aires, Argentina
Direct Reduction of Iron Ore.- A. Bibliographical Survey. The Metals Society 1979.
The Chameleon Press Limited. Londres Inglaterra.

Procesos siderúrgicos, se terminó de imprimir el 17 de diciembre de 1992 en Amacalli Editores, S. A. de C. V., Empresa 186, despacho 103. Col. Mixcoac-Insurgentes, México D. F. Tel.: 611 41 19. La edición consta de 1 000 ejemplares.

Formato de Papeleta de Vencimiento

*El usuario se obliga a devolver este libro en la fecha
señalada en el sello mas reciente*

Código de barras. 2894318

FECHA DE DEVOLUCION

[illegible]

- Ordenar las fechas de vencimiento de manera vertical.
- Cancelar con el sello de "DEVUELTO" la fecha de vencimiento a la entrega del libro



2894318

UAM
TN705
M4.5

2894318
Meléndez, Elodino
Procesos siderúrgicos / E

PROCESOS SIDERURGICOS. El hierro es un mineral abundante en la naturaleza, pero dúctil en estado puro, por lo que para su máximo aprovechamiento es necesario cambiar radicalmente sus propiedades mecánicas mediante aleaciones o combinaciones químicas realizadas en lo que denominamos Alto Horno.

La producción de hierro se remonta a unos 600 años, pero fue a partir del descubrimiento de la ley de la conservación de la materia que se desarrolló la explicación teórica del proceso siderúrgico.

En la presente obra, el autor parte de la obtención del arrabio de fusión para hacer una descripción de las diversas técnicas empleadas por la industria siderúrgica y nos ofrece los principios teóricos que explican los cambios físico-químicos del hierro durante su producción en Alto Horno.